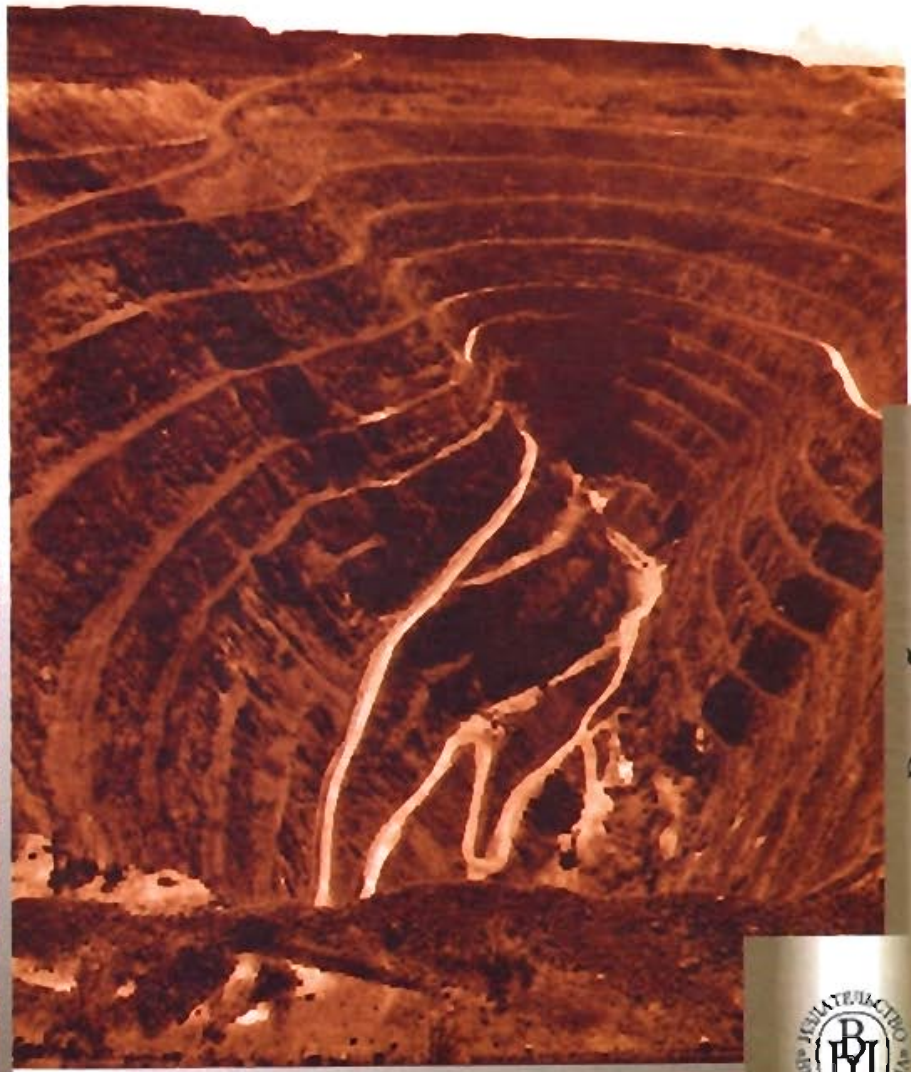
ДЛЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

Проектирование карьеров



Разработка полезных ископаемых

ИЗДАТЕЛЬСТВО «ВЫСШАЯ ШКОЛА»

УДК 622
ББК 33.3
П 78

Авторы:

К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С. Коваленко

Рецензенты:

кафедра разработки месторождений полезных ископаемых Московского государственного открытого университета (зав. кафедрой д-р техн. наук, проф. *В.И. Емельянов*); генеральный директор ННЦГП-ИГД им. А.А. Скочинского, канд. техн. наук *С.И. Шумков*

Проектирование карьеров: Учебник/К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснян-
П 78 ский, В.В. Хронин, В.С. Коваленко. — 3-е изд., перераб. — 2009. — М.: Высш шк. — 694 с.: ил.

ISBN 978-5-06-006001-0

Изложен современный подход к проектированию как процессу, являющемуся началом изменений в естественной и созданной человеком средах. Описаны критерии эффективности, принципы выработки и обоснования технических решений.

Рассмотрены современные аспекты оценки эффективности инвестиций и методы геолого-промышленной оценки месторождений. Основное внимание сосредоточено на проектировании карьера как объекта горнодобывающего комплекса. Приведены основы геомеханического и гидрогеологического обоснования открытых горных работ. Изложены методы определения углов наклона бортов карьеров, уступов, их высоты и ширины рабочей площадки, глубины и границ, производительности карьера, описаны принципы проектирования режима горных работ, системы разработки, вскрытия рабочих горизонтов. Освещен порядок проектирования комбинированной разработки месторождений. Приведены методы расчета технологических процессов и выбора горно-транспортного оборудования. Изложен порядок проектирования природоохранной деятельности.

Для студентов вузов, обучающихся по направлению подготовки «Горное дело». Будет полезен аспирантам и горным инженерам — работникам горных предприятий, проектных и исследовательских организаций.

УДК 622
ББК 33.3

ISBN 978-5-06-006001-0

© ОАО «Издательство «Высшая школа», 2009

Оригинал-макет данного издания является собственностью издательства «Высшая школа», и его репродуцирование (воспроизведение) любым способом без согласия издательства запрещается.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебник посвящен неотъемлемой составляющей деятельности горных инженеров по освоению месторождений полезных ископаемых — проектированию карьеров.

Настоящая книга является третьим изданием учебника по курсу «Проектирование карьеров».

Время, прошедшее после выхода второго издания учебника (2001 г.), подтвердило правильность общей концепции, структуры и содержания учебника, что было отражено в рецензиях, опубликованных в «Горном журнале» и «Маркшейдерском вестнике», положительных отзывах преподавателей вузов, проектировщиков, работников промышленности.

Издание в последние годы ряда учебных книг по технологии разработки месторождений, геологии, экономике, экологии, расширение арсенала типов и моделей горного и транспортного оборудования, применяемого на карьерах, внедрение новых технологических и организационных решений потребовало изменить содержание некоторых разделов учебника и его структуру.

При этом основной акцент в изложении материала, направленный на выработку у студентов стройной методологии синтеза новых технических решений, умения органично встраивать проектируемые производственные объекты в окружающую техническую, экономическую и природную среды, не только сохранен, но и усилен.

Проектирование карьеров — это самостоятельная научно-техническая дисциплина, имеющая свою внутреннюю логику, свои законы и методы. Разработка проекта карьера требует интеграции знаний в области геологии, технологии освоения месторождений, математики, физики, экономики, экологии, принятия решений, других фундаментальных и прикладных наук. Вместе с тем проектирование не может базироваться только на знании этих и других научных дисциплин. Проектирование — творческий процесс, устремленный в будущее. Эффективность проектирования определяется прежде всего методологией, а также правильностью выбора основных методических принципов, компьютерных программ и исходных количественных данных для решения конкретных задач.

В учебнике изложен подход к проектированию как к процессу, являющемуся началом определенных изменений в естественной и созданной человеком средах.

Содержание и методология такого сложного творческого процесса, каким является проектирование, требуют глубокого раскрытия и освещения процесса и методов проектирования, обоснования проектных решений и др. Все это служит инструментом, с помощью которого выбирают наиболее эффективные варианты режима горных работ, системы разработки, вскрытия, технологических процессов, технологии горных работ, схем комплексной механизации и типов оборудования, а также производительности, глубины и границ карьера, уровня

Проектирование собственно карьера как объекта горнодобывающего комплекса непременно должно базироваться на геолого-экономической оценке месторождения, схеме финансирования проекта, которая фактически определяет возможности принятия тех или иных технических решений и таким образом служит доказательством возможности эффективной разработки месторождения и выгодности инвестирования средств в проект.

Авторы отдавали себе отчет в том, что в условиях интенсивного научно-технического и социального прогресса, бурного развития науки, техники и технологий, более высоких требований к технико-экономическим и экологическим показателям проектов достигнутые в горном производстве рубежи не могут служить ориентиром на будущее, а являются лишь отправной точкой при разработке новых проектов. Поэтому, чтобы не сковывать творческого поиска новых решений, фактический материал по разработке конкретных месторождений в учебнике практически не приводится. Сравнительная инженерная оценка показателей, получаемых при проектировании новых карьеров, может быть выполнена студентами самостоятельно по опубликованным в научно-технической литературе данным.

В настоящее время неотъемлемым инструментом проектирования карьеров стали пакеты компьютерных программ планирования и управления горным производством, моделирования технологических схем и процессов, расчета показателей воздействия горных работ на окружающую природную среду. Но, позволяя весьма эффективно выполнять огромные объемы рутинной технической работы при сопоставлении вариантов и поиске наилучших решений, они не могут служить альтернативой творческому подходу проектировщика, на основании суждения которого принимается окончательное решение при решении конкретной задачи.

Обучение использованию названных пакетов программ целесообразно осуществлять вне курса «Проектирование карьеров», который должен сохраняться как теоретическая база выработки и обоснования проектных решений.

В учебнике в обобщенном виде использованы научные исследования в области горных наук, фундаментальных и прикладных наук, а также практический опыт проектирования и ведения открытых горных работ, труды академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, профессоров Е.Ф. Шешко, А.И. Арсентьева, Б.П. Боголюбова, П.И. Городецкого, В.С. Хохрякова, Б.П. Юматова и других известных ученых.

Пожелания о необходимости подготовки третьего издания учебника выражались рядом вузов, АК «АЛРОСА», ОАО «Механобртехника», Академией горных наук, ИПКОН РАН, другими предприятиями, организациями и отдельными специалистами.

Все замечания по содержанию учебника авторы примут с благодарностью.

ВВЕДЕНИЕ

Значение и место проектирования в инженерной деятельности, сложность этого творческого процесса и те изменения в экономической и социальной сферах отдельных регионов, отраслей производства и общества в целом, которые начинаются с проектирования новых объектов, предопределяют необходимость целенаправленной подготовки специалистов в этой области.

По своей сути и научно-инженерная деятельность, и проектирование неразрывны; проектирование является не только неотъемлемой частью научно-инженерной деятельности, но и эффективным средством формирования системного образа мышления, воплощение которого в действиях не ограничивается только профессиональной сферой.

Сопоставление понятий «инженерная деятельность» и «проектирование» позволяет более четко и полно подтвердить их единство и правильно раскрыть суть процесса проектирования.

Сущность инженерной деятельности состоит в производстве товаров и услуг для удовлетворения потребностей человека.

Признано, что инженер должен иметь глубокие теоретические и технические знания, творческий настрой, развитое логическое мышление, способность критически и объективно анализировать ситуации и задачи, знать источники информации, обладать способностью совершенствовать приобретенные понятия, нести ответственность за принимаемые решения, а также обладать рядом других качеств.

Специалисты часто в качестве важнейших выделяют следующие аспекты инженерного знания:

know-how (знание-как) — знание, как сделать что-либо, знание методов, набор навыков и умений для осуществления определенных процедур;

know-what (знание-что) — практическое понимание процессов, технологий, работы схем, комплексов и систем;

know-whom (знание-кому) — знание источников информации;

know-how much (знание-сколько) — умение оценить стоимость мероприятия, проекта;

know-why (знание-почему) — знания, позволяющие обосновать целесообразность действия, мероприятия;

know-when (знание-когда) — знания, позволяющие выбрать время начала и порядок действий при реализации проекта, стратегическая, практическая мудрость.

Сущность понятия **«проектирование»** глубоко и ярко раскрывают следующие определения:

- это поиск научно обоснованных, технически осуществимых, экономически целесообразных, технически и экологически безопасных инженерных решений;
- моделирование предполагаемых действий до их осуществления, повторяемое до тех пор, пока не

• использование научных принципов, технической информации и воображения для определения структуры объекта или системы, предназначенной для выполнения заранее заданных функций с наибольшей эффективностью.

Приведенные определения показывают многогранность представлений о проектировании как в отношении творческих компонентов этого процесса, так и в отношении его целей, места и широты охвата взаимодействующих факторов. Нетрудно видеть, что основная цель проектирования не ограничивается разработкой чертежей и выполнением расчетов. Она позиционируется как процесс, являющийся началом ряда взаимосвязанных действий, которые приводят к изменениям в среде, создаваемой человеком, и связаны с этими изменениями в окружающей природной среде. Так как проектирование — один из начальных этапов создания нового объекта, то уже на этом этапе нужно прогнозировать конечные результаты осуществления проекта и определять меры, необходимые для достижения этих результатов. Следовательно, основное внимание при проектировании должно быть направлено не только на разрабатываемый объект, но и все в большей степени на анализ его взаимосвязей с другими объектами и на прогнозирование тех изменений, которые должны претерпеть производство, сбыт, потребители, окружающая среда и общество в целом в ходе создания и функционирования нового объекта. Действительно, ввод в строй нового карьера — появление нового источника продукции — означает не просто изменение суммарных объемов добычи полезного ископаемого данного вида, но и неизбежно будет иметь следствием возникновение конкуренции в сфере поставок потребителям продукции с других карьеров (шахт, рудников) и в свою очередь может привести к изменению объемов производства и режима действующих предприятий, использующих данную продукцию, изменить график перевозок по транспортным коммуникациям в зоне карьера. Достаточно крупный карьер неизбежно окажет влияние на производство и применение горной техники, рабочей силы региона, на развитие социально-бытовой инфраструктуры.

Множественность и сложный характер тех изменений в искусственной и природной средах, начало которым дает проектирование, их значительная отдаленность от начала периода проектирования предопределяют перемещение основных задач из области разработки проектов конкретных объектов и входящих в них систем в сферу анализа и предсказания тех изменений, которые вызовет в промышленном производстве, сбыте, потребительском спросе и обществе в целом выпуск продукции проектируемым предприятием. Таким образом, сфера проектирования должна охватывать другие объекты, системы, социальные факторы, мнение общественных групп, глобальные проблемы. В основе такого подхода лежит исследование объектов как систем, т.е. системный подход, сущность которого состоит в выявлении и исследовании взаимосвязей проектируемого карьера со всеми взаимодействующими с ним объектами и системами. Очевидно, что задачи, решаемые в процессе системных исследований, отличаются от расчетных большей сложностью, менее четким определением границ исследуемой области, широтой постановки, необходимостью сбора и обработки значительных объемов информации, отсутствием «правильного» ответа.

Основа решения подобных задач — изобретательность, умение анализировать ситуации, находить альтернативные варианты достижения поставленных целей, разрабатывать критерии и принципы сравнения вариантов, обосновывать выбор лучшего из них.

Отметим также, что важнейшей чертой проектирования является многовариантность. Недопустимо, чтобы проектирование было ориентировано на разработку одного варианта, его принятие в качестве окончательного, без конкурентного сравнения с другими вариантами. Ссылки на авторитеты, очевидность ситуации, известные аналоги, а также на то, что предлагаемый вариант оригинален и его преимущества очевидны, не могут заменить необходимости обязательного проведения глубокого анализа нескольких вариантов для их сравнения и выбора наилучшего.

Следует отметить также некоторую противоречивость, возникающую при определении сферы охвата факторов, учитываемых при проектировании. С одной стороны, должен быть выдержан широкий подход к проблеме проектирования карьера, предусматривающий рассмотрение всех возможных внутренних и внешних взаимосвязей между отдельными его системами, с окружающей естественной и искусственной средами, а с другой — необходимо строго выдерживать условия технического задания и наиболее полно учитывать различные ограничивающие факторы, диктуемые существующими реальностями. Выход из этой ситуации заключается в том, что акцент на поиск всех возможных вариантов не может и не должен заменять здравого суждения, необходимого при выборе окончательного решения, а также скрупулезной проработки деталей и малозначащих на первый взгляд элементов. Невнимание к подробной, но необходимой детализации может привести к пропуску важных аспектов проектируемого карьера, его внутренних и внешних связей.

В заключение выделим некоторые характерные черты, свойственные процессу проектирования:

- постоянная опора на фундаментальные и прикладные науки;
- органичное сочетание научных методов и инженерного искусства;
- стремление к простоте, надежности и высокой технологичности инженерных решений;
- новаторский, творческий подход к решению возникающих задач;
- умение рационально сочетать технический риск со строгими расчетами;
- нацеленность на решение сложнейших инженерно-технических проблем ценой минимальных затрат.

Часть первая

ПРОЦЕСС И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ. ОБОСНОВАНИЕ И КРИТЕРИИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ

ГЛАВА 1. ПРОЦЕСС ПРОЕКТИРОВАНИЯ

1.1. Карьер как объект проектирования

Как объект проектирования карьер представляет собой сложную техническую систему с развитой иерархической структурой, большим числом элементов и внутренних связей. В составе любого карьера можно выделить ряд функциональных подсистем, определяющих в совокупности его характеристики. Это подсистемы подготовки горных пород к выемке, выемки и погрузки, транспортирования, отвалообразования, переработки полезного ископаемого, энергоснабжения, экономическая, материального обеспечения и т.д. Каждая из таких подсистем в свою очередь может состоять из простых и сложных подсистем более низкого уровня и отдельных элементов. Представление карьера в виде подсистем, удобное для изучения и анализа, вовсе не означает, что они автономны. Напротив, все подсистемы (системы) карьера взаимосвязаны и взаимообусловлены.

С другой стороны, карьер — это технический объект, бесполезный вне действия, вне производства. И только как элемент более сложной системы, включающей в себя потребителей продукции, технические средства производства, персонал, карьер способен выполнять определенные задачи. Следовательно, карьер также является подсистемой сложной системы более высокого иерархического уровня — природно-технологического комплекса, представляющего собой органичное сочетание людских и материальных ресурсов, действиями которого вырабатывается определенный полезный для общества эффект при добыче и переработке минерального сырья.

Главная задача проектирования нового или реконструкции действующего карьера состоит в определении рациональных значений ряда технических и экономических параметров, описывающих его создание и функционирование. Среди них: запасы и качество полезных ископаемых, вовлекаемых в разработку, границы и глубина карьера, производительность, календарный план разработки, вскрытие, система и технология разработки, средства механизации, объем горно-капитальных работ, срок строительства, размер капитальных вложений, себестоимость продукции, производительность труда, прибыль, другие экономические показатели, экологические характеристики. Задачи, решаемые при проектировании карьера, условно можно расположить по ряду иерархических

уровней: глобальному, общественных групп, систем, объектов (предприятий), подсистем объектов.

Выделим прежде всего *уровень предприятия (объекта)*. Целью проектирования на этом уровне является определение ряда параметров, которые характеризуют карьер именно как объект. К ним относят запасы полезного ископаемого, кондиции, производительность и границы карьера, режим горных работ, вскрытие, систему разработки, технологию и механизацию работ, систему формирования качества и технологию обогащения полезных ископаемых, оказываемое воздействие на окружающую среду, экономические показатели, характеризующие деятельность предприятия, а также другие показатели.

Более низкий уровень — *уровень подсистем объекта*. На нем осуществляют детализацию решений, принятых на предыдущем уровне: выполняют расчет технологических процессов и схем, их взаимную увязку, рассчитывают параметры трасс и транспортных коммуникаций, элементы системы разработки, конструируют рабочие площадки, выбирают модели оборудования и количественную комплектацию парка машин, определяют экономические показатели, характеризующие эффективность решений на этом уровне.

Выше уровня объектов выделяют уровень систем, уровень общественных групп и глобальный уровень.

На *уровне систем* предполагается установление и учет связей и отношений между системами, т.е. между данным горным предприятием и другими горными предприятиями, добывающими аналогичные полезные ископаемые, потребителями продукции, а также с транспортной, энергетической, экономической, машиностроительной и другими системами, социальной и природной окружающими средами. Решение вопросов на уровне систем по сравнению с уровнем объектов и уровнем подсистем объектов существенно сложнее, что связано с необходимостью увязки технических, экономических, организационных и других видов решений за пределами структуры горного предприятия в рамках взаимодействия с другими объектами и системами.

На *уровне общественных групп* выявляют региональные и социальные требования, а также требования различных групп граждан, общественных объединений к развитию социально-бытовой инфраструктуры, размещению объектов предприятия, его технико-экономическим, экологическим и другим характеристикам, оценивают их правомерность, возможность и пути реализации в принимаемых проектных решениях, отвечающих предъявляемым требованиям.

На самом высоком из иерархических уровней — *глобальном* — должны рассматриваться взаимосвязи горного предприятия в межгосударственном, мировом масштабе, а также устанавливаться его допустимое влияние на природу и человечество исходя из требований мирового сообщества в технической, экологической, экономической, правовой, социальной и других областях. Все принятые проектные решения должны полностью соответствовать действующим международным нормам и правилам.

При проектировании необходим охват всей иерархической вертикали, т.е. учет влияния решений, принимаемых на каждом из уровней, на решения, принимаемые на других уровнях.

Подчеркнем, что на выбор технических решений на более низких иерархических уровнях все возрастающее влияние будут оказывать высшие иерархиче-

Распределение задач, решаемых при проектировании карьера, по иерархическим уровням приведено в табл. 1.1.

Отметим, что указанные иерархические уровни проектирования не следует отождествлять с последовательностью действий при выполнении проектных работ. Для каждого конкретного проекта эта последовательность, так же как диапазон охвата и глубина проработки факторов, влияющих на проект, т.е. объем используемой при проектировании информации, сугубо индивидуальны.

Таблица 1.1

Распределение задач, решаемых при проектировании карьера, по иерархическим уровням

Уровень задач проектирования	Факторы, которые следует учитывать при проектировании карьера, и характер решаемых при этом задач
Глобальный	Технические, экономические, экологические, правовые, нравственные требования межгосударственного, регионального и глобального масштабов
Общественные группы	Общественное мнение о проектируемом карьере, развитии социально-бытовой инфраструктуры района, влиянии на окружающую среду, месторасположении объектов предприятия
Системы	Взаимосвязи проектируемого карьера с другими горными предприятиями, добывающими аналогичные полезные ископаемые, потребителями продукции, а также другими системами (транспортной, энергетической и др.) и окружающей средой
Объекты (предприятия)	Определение основных параметров карьера, характеризующих его как объект: запасы, кондиции, производительность, границы, режим горных работ, вскрытие, система разработки, технология, механизация, система формирования качества и обогащения добываемых полезных ископаемых, воздействие на окружающую среду
Подсистемы объектов	Проектирование и расчет технологических процессов и других систем карьера

Приведенная таблица наглядно иллюстрирует то, что многие сложные проблемы проектирования и реализации проектов находятся в представленной иерархии выше уровня объектов и оказывают сильное влияние на все проектные решения. Расширение сферы проектирования неизбежно приводит к снижению стабильности проектной ситуации и существенному повышению ее сложности. Очевидно, что недостаточное внимание к учету задач, которые отнесены к высшим иерархическим уровням (глобальному, общественных групп, систем), может привести к ошибочным проектным решениям и неправильному определению средств, направляемых в производство, социально-бытовую сферу и природоохранные мероприятия, т.е. к неправильной оценке проекта.

Таким образом, проектирование карьера предполагает решение ряда взаимосвязанных задач: установление производительности и границ карьера, режима горных работ, грузопотоков, производительности и парка оборудования и т.д. Очевидно, что эти задачи должны быть решены в некоторой последовательности. При этом области, которые затрагиваются решением каждой задачи, до конца не определены.

Однако все задачи проектирования независимо от их масштаба, места в проекте и последовательности рассмотрения должны решаться во взаимосвязи, т.е.

Положение дополнительно усугубляется также в связи с постоянно прогрессирующими и слабо прогнозируемыми экономическими, социальными и техническими изменениями. Действительно, на основании изучения сегодняшних нужд производства и потребительского спроса весьма сложно предсказать изменение потребностей в будущем при появлении и практическом использовании в технологии и изделиях новых технических принципов, материалов и машин.

В проектировании это означает необходимость отказа от веры в устойчивость настоящего и переход к проектированию объектов не на основе того, что было достижимо вчера и даже сегодня, а на основе того, что будет завтра.

Кроме указанных ранее, отметим ряд дополнительных факторов, которые непосредственно влияют на процесс проектирования и принимаемые решения. Одни из них являются внешними по отношению к проектируемому объекту, другие присущи самому объекту.

К внешним факторам можно отнести следующие:

1. Возможность переноса технических решений из других областей техники, т.е. использования в проекте тех технических решений и разработок, которые позволяют решить данную задачу проектирования, например использование новых физических принципов для разрушения горных пород, транспортирования и т.д.

2. Необходимость учета вероятности возникновения побочных эффектов, которую следует предвидеть на ранней стадии проектирования, когда еще можно разработать и предложить в проекте мероприятия по снижению нежелательных явлений, например мероприятия против дестабилизации режимов водоносных горизонтов, загрязнения водных источников и т.д.

3. Необходимость применения единых отраслевых, государственных и международных стандартов для обеспечения совместимости взаимосвязанных с другими системами параметров проектируемого карьера и выпускаемой им продукции, в том числе и с зарубежными партнерами.

4. Необходимость учета чувствительности к изменениям начальных условий проектирования, которые могут возникнуть в случае изменений в системах, связанных с проектируемым карьером. Так, изменение требований потребителей к качеству сырья, номенклатуре, объемам и цикличности поставок фактически означает изменение условий проектирования и может привести к необходимости изменения технологии, механизации и организации разработки, предусмотренной первоначальным проектом.

К числу внутренних могут быть отнесены следующие факторы:

1. Большой объем капиталовложений на строительство, реконструкцию или техническое переоснащение карьеров. Поиск правильных решений (доводка) в процессе строительства или эксплуатации карьера практически исключается, так как это эквивалентно реконструкции карьера.

2. Сложности, связанные с применением технических решений из других проектов и использованием результатов, которые получены на основании обобщения опыта эксплуатации аналогичных объектов, отражающих специфические особенности достигнутого в них внутреннего равновесия. Например, некоторое сочетание типоразмеров выемочно-погрузочного, транспортного и бурового оборудования, оказавшееся удачным для горно-геологических условий и параметров одного карьера, может оказаться совершенно неэффективным для

3. Трудности, связанные с определением рациональной последовательности принятия основных решений. Желание расширить возможности проектируемого карьера, удовлетворить дополнительные требования, применить новые технологические процессы и технологию приводит к изменению взаимосвязей между параметрами. Например, едва ли возможно разработать порядок развития выемочных работ, увязанный с порядком складирования некондиционных полезных ископаемых, который будет эффективным с позиций современных требований к качеству сырья и сохранит эквивалентную эффективность при неизвестных в настоящее время изменениях этих требований в будущем.

При разработке проекта нового предприятия, начиная с уровня систем и выше, необходимо:

- определить круг объектов и систем, связанных с ним, учесть и оценить их взаимное влияние;
- разработать и выбрать критерии оценки технических решений, принимаемых на различных иерархических уровнях, влияние этих решений друг на друга и на окончательные решения по объекту проектирования в целом;
- разработать принципы согласования начальных условий проектирования и принимаемых решений и т.д.

При решении этих проблем основное значение приобретает всесторонняя оценка объекта проектирования и его взаимосвязей с другими объектами и системами.

1.2. Порядок разработки проекта карьера

В процессе проектирования разработки месторождения должна быть доказана техническая возможность, экономическая эффективность, промышленная и экологическая безопасность сооружения нового или реконструируемого карьера, определены его главные параметры, характеризующие карьер как промышленный объект, детально разработаны технологические схемы и процессы производства работ в период строительства (реконструкции) и эксплуатации, а также выработаны технические и организационные решения, обеспечивающие работу карьера с запроектированными техническими характеристиками.

Проектирование карьера должно осуществляться в соответствии с требованиями Инструкции о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений (СНиП 11-91—05) (далее Инструкция), Порядком разработки, согласования, утверждения и состава обоснования инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений (СП 11-101—95) (далее Порядок), принятым и введенным в действие Министерством строительства Российской Федерации в 1995 г., Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов (официальное издание, 2000 г.), Едиными правилами безопасности при разработке полезных ископаемых открытым способом, Едиными правилами безопасности при взрывных работах, другими действующими законодательными и нормативными документами и инструкциями.

Названным Порядком определено, что создание объекта строительства осуществляется в непрерывном инвестиционном процессе с момента возникновения идеи (замысла) до сдачи объекта в эксплуатацию и всего периода его экс-

Фактически проектирование горнотехнической системы, в которую базовой составляющей входит горнодобывающее предприятие, начинается с момента, когда заказчик проекта, исходя из целей инвестирования и исследования ситуации на рынке продукции и услуг, с учетом решений и рекомендаций, принятых в программах, прогнозах и схемах развития и размещения производительных сил и иных материалов, составляет ходатайство (декларацию) о намерениях. Примерное содержание этого документа следующее:

1. Инвестор (заказчик).

2. Местоположение (район, пункт) намечаемого к разработке (добыче) месторождения.

3. Наименование предприятия, его технические и технологические данные:

— объем производства продукции в стоимостном выражении в целом и по основным видам (в натуральном выражении);

— срок строительства и ввода объекта в эксплуатацию.

4. Примерная численность рабочих и служащих, источники удовлетворения потребности в рабочей силе.

5. Ориентировочная потребность предприятия в сырье и материалах (в соответствующих единицах).

6. Ориентировочная потребность предприятия в водных ресурсах (объем, источник водообеспечения).

7. Потребность предприятия в энергоресурсах (электроэнергия, тепло, топливо); источники снабжения.

8. Транспортное обеспечение.

9. Обеспечение работников и их семей объектами жилищно-коммунального и социально-бытового назначения.

10. Потребность в земельных ресурсах (с соответствующим обоснованием примерного размера земельного участка и сроков его использования).

11. Схема осушения месторождения и горных выработок. Водоотведение стоков. Методы очистки, качество сточных вод, условия сброса, потребность в очистных сооружениях.

12. Влияние предприятия, сооружения на окружающую среду:

— виды воздействия на компоненты природной среды (типы нарушений, наименование и количество ингредиентов-загрязнителей);

— возможность аварийных ситуаций (вероятность, масштаб, продолжительность воздействия).

13. Отходы производства (виды, объемы, токсичность), способы утилизации.

14. Источники финансирования намечаемой деятельности, учредители, участвующие пайщики, финансовые институты, коммерческие банки, кредиты.

15. Использование готовой продукции (примерное распределение).

По результатам положительного рассмотрения органом исполнительной власти ходатайства (декларации) о намерениях заказчик принимает решение о разработке Обоснований инвестиций. Этот документ фактически устанавливает требования к экономическому сопоставлению вариантов технических, организационных и финансовых решений, а также минимально необходимые требования к системе финансирования проекта.

На основании утвержденных (одобренных) обоснований инвестиций разрабатывается проектная документация на строительство, расширение, реконст-

тализируются принятые в обоснованиях инвестиций решения и уточняются основные технико-экономические показатели.

Основным проектным документом на строительство объектов является, как правило, технико-экономическое обоснование (ТЭО или проект). Двойное обозначение стадии, единой по составу и содержанию, принято для обеспечения преемственности действующей законодательной и нормативной базы и совместимости с терминологией, применяемой за рубежом.

На основании утвержденного в установленном порядке ТЭО (проекта) строительства разрабатывается рабочая документация.

Для горнотехнических объектов и систем, которые являются технически и экологически сложными объектами, одновременно с разработкой рабочей документации и осуществлением строительства, как правило, выполняются дополнительные детальные проработки проектных решений по отдельным объектам, разделам и вопросам.

Проектирование карьера весьма условно можно разделить на следующие этапы (стадии), в определенном смысле отражающие технологию этого процесса:

- геолого-промышленная (геолого-экономическая) оценка месторождения;
- технико-экономическое обоснование эффективности инвестиций;
- геомеханическое и гидрогеологическое обоснование открытой разработки месторождения;
- проектирование карьера как объекта горнодобывающего комплекса и главных параметров карьера;
- проектирование технологических процессов, технологии и комплексной механизации открытых горных работ;
- проектирование природоохранной деятельности.

Эти стадии неразрывно связаны и только в комплексе они представляют процесс проектирования как единое целое. Рассмотрим более подробно этапы проектирования и определим задачи, решаемые на каждой из них.

Геолого-промышленную (геолого-экономическую) оценку месторождения выполняют с целью определения экономической эффективности и технической возможности освоения месторождения исходя из его масштабов, расчета предварительных кондиций, горно-технических условий разработки, возможных технологических схем переработки полезного ископаемого, экономико-географических условий района и других факторов.

Геолого-промышленную оценку месторождения проводят по результатам детальной разведки. Окончательную оценку вырабатывают после подсчета запасов и утверждения промышленных кондиций, так как главным критерием промышленной значимости месторождения, основой расчетов его ценности являются запасы полезного ископаемого и полезных компонентов. При этом исключительно важное значение имеет достоверность расчетов, так как важно не только количество запасов, но и то, чтобы эти запасы оказались при отработке в том месте, имели то качество и те особенности, которые были установлены в процессе подсчета запасов.

Технико-экономическое обоснование эффективности инвестиций осуществляют с целью определения целесообразности вложения средств в создание нового или в дальнейшую эксплуатацию (реконструкцию) действующего предприятия, определения объема, источников и схемы инвестирования средств. Подчерк-

нем, что исходя из предназначения учебника в понятие «эффективность инвестиций» включены только поиск и обоснование таких технических решений, интегрированных в проект горного предприятия, которые соответствовали бы инвестиционным возможностям заказчика проекта. Таким образом, оценке эффективности инвестиций отведена не пассивная роль по формализованной оценке нескольких альтернативных вариантов решения проектной проблемы по ряду установленных экономических показателей, а роль активной составляющей при формировании таких решений.

Так, при наличии в проектном задании схемы финансирования проектируемого объекта необходимо находить комплекс таких технических решений, который позволял бы получить наилучшие технико-экономические характеристики предприятия при имеющихся инвестиционных возможностях.

В случае, когда в задании на проектирование схема финансирования не установлена, в проекте должны быть разработаны возможные схемы инвестирования, обеспечивающие реализацию проекта.

Геомеханическое и гидрогеологическое обоснование открытой разработки месторождения заключается в выработке горно-технических решений открытой разработки исходя из инженерно-геологической и гидрогеологической характеристик месторождения. На основе этих характеристик для различных вариантов технологических решений рассчитывают устойчивость бортов карьера, откосов уступов, отвалов, техногенных складов, разрабатывают мероприятия по управлению состоянием и укреплению бортовых массивов, разрабатывают схемы осушения карьерного поля и горных выработок.

Проектирование карьера как объекта горнодобывающего комплекса и выбор главных параметров карьера имеет целью конкретизировать общую схему разработки месторождения и сформировать наивыгоднейшую динамику развития рабочей зоны карьера, а также соответствующих этой динамике показателей (глубины, контуров, производительности карьера, режима горных работ, календарного плана, вскрытия, системы разработки, грузопотоков, скоростей перемещения фронтов уступов, темпа углубления и т.д.) и принципиальных технологических решений (технологии разработки, типов оборудования по отдельным производственным процессам, общих схем транспортных коммуникаций и т.д.), для того чтобы обеспечить выполнение требований технического задания (ТЗ) либо обосновать необходимость их корректирования.

Решения, принимаемые на этом этапе, формируют на основе анализа ТЗ, теории и практики открытых горных работ, идей руководителя проекта, опыта проектной организации.

Это этап синтеза облика карьера. Здесь формируют его основные технические характеристики как предприятия и связывают отдельные частные решения в единое целое.

Проектирование технологических процессов производства, технологии и комплексной механизации открытых горных работ имеет целью определить способы технической реализации — достижения показателей, найденных на предыдущем этапе, и сформировать конкретные технологические решения. Здесь разрабатывают схемы отработки уступов с необходимой интенсивностью, транспортного обеспечения, определяют элементы системы разработки, выбирают модели оборудования, рассчитывают основные схемы и параметры его работы, рациональные зоны и этапы действия различных технологических схем и

отдельных машин, обосновывают выбор и рассчитывают показатели вспомогательных систем (электроснабжение, водоотлив и т.д.).

На этом этапе проектирования степень неопределенности несравнимо меньше. Здесь выработка решений должна осуществляться на базе соответствующих теоретических положений и аналитических зависимостей расчета параметров процессов и технологий. В результате этой работы может возникнуть необходимость внесения изменений в ранее определенные общие показатели.

Итог этапа — параметры основных технологических процессов.

Проектирование природоохранной деятельности предусматривает определение допустимого воздействия горнодобывающего предприятия на окружающую природную среду, а также разработку природоохранных мероприятий по уменьшению выбросов вредных веществ в атмосферу, сбросу загрязняющих веществ в водные объекты, очистке и обеззараживанию сточных вод, рекультивации нарушенных земель.

Несмотря на то что проектирование схематично представлено в виде последовательности этапов, в действительности это консолидированный многоэтапный итеративный процесс. При этом существенным является то, что итерации осуществляются не только между отдельными этапами проектирования, но и внутри каждого из них. По мере получения результатов на отдельных этапах степень неопределенности проектных проблем уменьшается, проходя путь от не вполне надежных прогнозов развития потребностей и окружения до конкретных характеристик предприятия и параметров технологических схем и процессов. Это объективная ситуация.

Конкретные значения прогнозных показателей не могут быть определены абсолютно точно и их практически нельзя спрогнозировать однозначно. Поэтому целесообразно проанализировать наиболее вероятные их значения и факторы, вызывающие наибольшее колебание оценок. Таким расчетам следует уделять значительное внимание. В конечном итоге именно они дают возможность наиболее осмотрительно сориентировать проект на будущее. С этой целью в проекте необходимо проработать не одну, а несколько наиболее вероятных гипотез развития окружения. Так, например, могут быть раздельно рассмотрены ситуации, которые характеризуются разными уровнями потребностей в данной продукции, появлением новых либо неподтверждением ожидавшихся источников удовлетворения этих потребностей, изменениями обеспеченностью финансовыми, материальными, энергетическими и трудовыми ресурсами, изменениями цен мирового рынка, социальных и экологических требований и т.д.

Каждой отдельной гипотезе о развитии внешних условий может с той или иной эффективностью соответствовать несколько альтернативных вариантов проекта. Они могут отличаться объемами производства, номенклатурой выпускаемой продукции, технико-технологическими решениями, организационно-управленческими формами, объемом мер социального и экологического характера, продолжительностью реализации проекта и т.д. Наибольшее внимание необходимо уделять поискам нетрадиционных — «прорывных» — вариантов.

Следует подчеркнуть, что на первых этапах проектирования решения имеют принципиальный, стратегический характер. Они определяют общий облик и динамику развития объекта проектирования в целом, а также выбор техники и технологии. Эти решения вырабатываются по укрупненным показателям и должны охватывать все аспекты функционирования объекта.

Выработку вариантов проекта осуществляют на основе результатов геологоразведочных работ, исследования конъюнктуры рынка соответствующей продукции, анализа региональных особенностей района месторождения, работы и перспектив развития близкопрофильных горных предприятий, возможного взаимодействия нового объекта с существующими смежными системами. При этом выполняют системотехнические исследования, многовариантные расчеты и оптимизацию основных технико-экономических показателей.

Все варианты проекта оценивают по ряду экономических, социальных, экологических, технико-технологических, а нередко и международных аспектов. Наиболее удачный вариант проектных решений принимают к реализации. При этом показатели разработки месторождения не должны выходить за пределы условий заказчика и в то же время полностью соответствовать действующим нормативным документам и правилам.

1.3. Проектная документация

Едиными правилами безопасности (ЕПБ) при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом установлено, что каждое горное предприятие должно иметь утвержденный проект разработки месторождения. Проект выполняется в соответствии с определенными требованиями, установленными ЕПБ, инструкциями, методическими рекомендациями, методиками расчетов и др. После утверждения (принятия) проект становится официальным документом, на основании которого может осуществляться строительство, реконструкция и эксплуатация карьера.

Как документ проект должен содержать все необходимые обоснования и доказательства принятых технических, экологических, экономических, юридических решений, а также решений по обеспечению безопасного сооружения и эксплуатации объекта.

В то же время техническая документация должна быть достаточной для точного воспроизведения проектных решений при их практической реализации.

Содержание и порядок изложения разделов (частей) проекта может быть различным в зависимости от горно-геологических условий, сложности объекта, последовательности принятия решений при проектировании и других факторов. Общим является то, что каждый раздел должен содержать исходные данные, постановку задачи, краткое описание предлагаемых вариантов решения, обоснование критериев сравнения и выбора рационального варианта, а также подробную проработку принятого варианта, доказывающую его техническую реализуемость, экономическую эффективность, промышленную и экологическую безопасность.

Обычно проект содержит следующие части (разделы).

Введение и технико-экономический раздел. Во введении кратко освещают геологическую характеристику и особенности месторождения, климатические условия, основные требования к качеству полезного ископаемого, условия заказчика и другие особенности, определяющие выбор стратегии проектирования и влияющие на выработку проектных решений.

Технико-экономический раздел включает краткое описание основных частей (разделов) проекта, которое помещают во введение или оформляют в виде отдельной пояснительной записки.

В этом разделе приводят следующие сведения:

• обоснование необходимости строительства карьера;

• краткую характеристику параметров карьера;

• требования к товарной продукции по всей номенклатуре добываемых полезных ископаемых;

• показатели производительности в динамике по годам;

• перечень основного горно-транспортного оборудования (модели и число единиц);

• основные технико-экономические показатели предприятия (численность трудящихся, производительность труда, себестоимость продукции, рентабельность, прибыль и др.) и показатели эффективности реализации проекта.

Геологическая часть. Она включает в себя характеристику района и месторождения, климат района, материалы геолого-разведочных работ. Эти материалы должны содержать сведения о районе месторождения, форме и пространственном положении залежей, геологических и горно-технических условиях залегания, количестве и качестве основного и попутных полезных ископаемых в недрах по всему месторождению или по отдельным его частям и основным промышленным типам и сортам, технологические свойства полезного ископаемого, рекомендации по его промышленному использованию, оценки степени изученности месторождения; физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород (плотность, крепость, коэффициент разрыхления, влажность); число, характеристику и расположение водоносных горизонтов, ожидаемый приток атмосферных и подземных вод в выработки, а также другие необходимые материалы.

Горная (технологическая) часть. Она должна содержать следующее:

• расчет углов откосов рабочего, нерабочего бортов карьера и на момент погашения;

• обоснование глубины и контуров карьера, границ этапов;

• расчет максимальной производственной мощности карьера по горным возможностям; обоснование годовой производительности карьера по всей номенклатуре добываемых полезных ископаемых и вскрыше (по этапам, очередям);

• подсчет запасов полезного ископаемого и вскрыши в пределах конечных контуров карьера и в промежуточных границах;

• геометрический анализ карьерного поля, включающий в себя определение закономерностей изменения объемов и качества полезного ископаемого, вовлекаемого в разработку, объемов вскрышных работ, прогнозируемых укрупненных технико-экономических показателей в зависимости от последовательности развития рабочей зоны карьера. На основании этого устанавливают экономически эффективный календарный план отработки запасов и производства вскрышных работ, общий порядок развития горных работ, которые конкретизируют при проектировании вскрытия, системы разработки, технологии и механизации горных работ и технологических процессов.

Здесь же обосновывается продолжительность периода освоения проектной производительности карьера:

• обоснование выбора системы разработки — направления развития фронта горных работ и рациональных параметров элементов системы разработки (высота уступов, ширина рабочих площадок, длина блоков, скорость перемещения фронтов уступов и понижения горных работ и др.);

• выбор и обоснование схемы вскрытия рабочих горизонтов карьера, места ввода трассы в карьер. Формирование грузопотоков, соответствующих принятому календарному плану горных работ, трассирования транспортных коммуникаций и расчет их характеристик. Определение объема и периода выполнения горно-строительных работ. Расчет объемов и времени подготовки запасов к выемке. Технологические схемы, объемы работ и время подготовки новых горизонтов. Конструкция, параметры и технология проведения вскрывающих горных выработок;

• обоснование и расчет параметров технологии, механизации, технологической схемы и организации работ, позволяющих реализовать принятые параметры разработки карьера. Выбор способов валовой и селективной выемки полезного ископаемого. Расчет производительности комплексов оборудования;

• выбор рационального способа подготовки горных пород к выемке, соответствующего принятому порядку разработки карьера (размеры блоков, отводимых для производства работ, их расположение в карьере, продолжительность выполнения работ и т.д.), расчет технологических параметров — объемов подготавливаемых блоков, продолжительности выполнения работ. Определение необходимых характеристик пород (крупность и др.) и выбор соответствующих типов и моделей оборудования. Обоснование и расчет технологических схем работы, производительности и необходимого числа единиц оборудования. Определение численных показателей воздействия (механического рыхления или бурения и взрывания) на окружающую среду;

• выбор рациональных типов и моделей выемочно-погрузочного оборудования, расчет их производительности, параметров забоев, технологических схем производства работ и необходимого числа единиц оборудования;

• выбор рационального вида транспорта (в том числе комбинированного). Определение рациональных зон работы отдельных звеньев комбинированного транспорта. Выбор места расположения, шага и периода переноса перегрузочного пункта. Расчет параметров карьерного транспорта, производительности и числа единиц оборудования. Определение численных значений показателей воздействия на окружающую среду;

• обоснование выбора места расположения отвалов, вида и способа отвалообразования. Расчет конструкции отвалов и порядка отсыпки. Выбор технологии создания первоначальных насыпей. Расчет параметров отвалов (число и конструкция рабочих площадок отвального оборудования, схема транспорта и т.п.). Производительность и число единиц оборудования. Определение численных значений показателей воздействия на окружающую среду;

• определение показателей воздействия проектируемого карьера и смежных объектов на окружающую среду. Разработка мероприятий по снижению негативного воздействия карьера на окружающую среду. Обоснование возможности реализации проектных решений путем сравнения расчетных показателей воздействия карьера с нормативными (допустимыми) значениями. Разработка методов и средств снижения негативного воздействия;

• выбор способа, технологии и механизации работ по рекультивации земель. Типы, модели и необходимое число единиц оборудования;

• выбор способов защиты карьера от поверхностных и подземных вод. Расчет дренажных и водоотливных систем. Выбор необходимого оборудования.

В состав проекта также включают часть по обеспечению безопасности работ, промсанитарии, горно-механическую часть, энергетическую часть (электро- и теплоснабжение, освещение), строительную часть, генеральный план и транспорт (размещение зданий и сооружений на промплощадке, дорог, линий электропередач, различных сетей и др.).

Графический материал горной части включает в себя общие схемы развития работ в карьере, план горных работ, поперечные сечения карьера, схему, систему и способ вскрытия, погоризонтные календарные планы с разбивкой объемов по годам с указанием качественных показателей по добываемым сортам полезного ископаемого и видам горной массы, технологические схемы, схемы переработки полезного ископаемого, детальные планы, чертежи рабочих площадок в карьере и на отвалах, траншей, съездов и др. Рабочие чертежи выполняют в стандартных масштабах.

Контрольные вопросы и задания

1. Приведите разделение задач, решаемых при проектировании карьера, на иерархические уровни.
2. Какие изменения в системах потребителей продукции, поставщиков оборудования, энергии, материалов и др. будут вызваны вводом проектируемого карьера в эксплуатацию?
3. Перечислите задачи, решаемые на этапе проектирования карьера как объекта горнодобывающего комплекса.
4. Приведите содержание горной (технологической) части проекта.

ГЛАВА 2. МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Расширение сферы решаемых при проектировании проблем требует применения наряду с традиционными методами таких приемов и методов, которые более полно соответствуют характеру этих проблем. Известен достаточно обширный арсенал методов проектирования, который ориентирован на более широкий подход к задаче, выход на новые цели, находящиеся за пределами частного, локального подхода.

Эти методы в основном предназначены для решения нетривиальных задач, когда требуется новаторский, нестандартный подход.

При наличии некоторого числа методов проектирования неизбежно возникают вопросы, как выбрать метод, позволяющий наиболее полно решить поставленную задачу, и как избежать при этом применения неподходящих методов; каковы характерные особенности каждого из методов, предопределяющие его успешное применение в одном случае и делающие совершенно непригодным в другом. Нет оснований считать, что есть методы, которые могут быть универсальным инструментом решения всех возникающих задач. Положительный эффект применения различных методов состоит прежде всего в том, что они заставляют в поисках лучшего варианта выйти за пределы привычного круга мыслей и не использовать в работе первую попавшуюся идею. Большая строгость логических действий, присущая различным методам, существенно расширяет число вариантов, подлежащих оценке.

Считается, что проектный метод — это любое действие, которое можно предпринять в процессе проектирования. Каждый метод требует выполнения в

определенной последовательности ряда процедур. Отдельные из них, присущие данному методу, могут применяться и в других методах в качестве составной части или даже являться самостоятельными методами. К таким процедурам-методам можно отнести стоимостный анализ, поиск информации и т.д. Поэтому при проектировании не следует сосредоточивать усилия на поиске наиболее «подходящего» для решения конкретной задачи метода. Правильнее строить стратегию проектирования из ряда отдельных методов и процедур, которые наиболее соответствуют характеру решаемых задач, широко пользуясь методами исследования операций, научно-технического прогнозирования, технико-экономического анализа, организации производства, моделирования и т.п.

К сожалению, к настоящему времени глубоко не обобщен и полностью не систематизирован опыт применения различных методов при проектировании карьеров.

Поэтому возможности тех или иных методов для решения горно-технологических задач показаны на учебных примерах; порой определены только области поиска, где применение методов может оказаться эффективным.

Последовательность изложения методов произвольна и дана вне взаимосвязи с теми этапами проектирования, на которых они могут быть применены. Таким образом, порядковые номера методов не следует каким-либо образом связывать с их значимостью и возможностями. Как отмечалось ранее, для решения каждой задачи в зависимости от ее характера нужно выбирать такой метод, который обещает дать наибольший эффект по времени решения, затрачиваемым на это ресурсам, точности и достоверности результатов.

2.1. Системотехника

Системотехника отличается наиболее универсальной стратегией и процедурами, которые могут использоваться при составлении стратегии для проектирования конкретного карьера или в качестве дополнений к другим методам.

2.1.1. СУЩНОСТЬ И ЦЕЛИ СИСТЕМОТЕХНИКИ

Рост объемов производства, увеличение мощности и углубление кооперации предприятий, создание единых национальных и международных систем производства и потребления продукции различных отраслей, энергии, сырья породило острые специфические проблемы, связанные с необходимостью скоординированно оперировать огромными материальными, финансовыми и людскими ресурсами, решать задачи обеспечения взаимосвязи между отдельными элементами системы. Необходимость решения этих проблем привела к созданию так называемых больших технических систем, в которых производственные объекты, часто размещенные на обширной территории, объединяются и функционируют как единое целое. В этом смысле практически любое горнодобывающее предприятие является большой системой.

Большие системы характеризуются более высокой степенью развития производительных сил по сравнению с прежними, малыми системами, в которых производство продукции ограничивалось, как правило, территорией одного предприятия, а степень интеграции с другими предприятиями и системами была невысокой.

Разработка малых систем опирается прежде всего на детальный анализ конкретного объекта, а проектирование больших систем, напротив, предполагает интеграцию, синтез, рассмотрение различных сторон явлений. Малые системы при этом могут рассматриваться как части больших систем, именно благодаря которым они сами часто появляются.

При создании новых, сложных технических объектов и интегрирования их в состав горно-технических систем, когда локальный подход к проектируемому объекту не обеспечивает необходимой широты поля поиска технических решений, а применение уже известных аналогов не позволяет получить конкурентоспособные показатели, требуется применять такую технологию проектирования, которая охватывала бы всю совокупность процессов, начиная от аналитического исследования проблемы и заканчивая сооружением и эксплуатацией созданного объекта. Фундаментом такой проектной технологии является *системотехника или методология анализа больших систем и синтеза новых систем.* Это не только отрасль технических знаний, но и определенный подход к решению технических задач, связанный с необходимостью сократить интервалы времени между научными открытиями, появлением новых средств производства и их практическим применением, т.е. между возникновением потребностей и их удовлетворением посредством внедрения новых систем.

Она изучает методы синтеза систем, охватывая весь процесс выбора создаваемой системы, начиная от рождения замысла и превращения его в задание для разработчиков и кончая сбором и анализом информации о работе системы.

Руководствуясь методологией системотехники, планируют и выполняют проекты, анализируют потребности заказчиков для их полного удовлетворения. Другими словами, системотехника призвана обеспечить максимальный контакт между «чистой» наукой и технологией, быстрое и эффективное приложение теории к практике.

Проведение системотехнических исследований, выработка системной точки зрения предусматривают, что акцент должен быть сделан не на компонентах, образующих систему, а на саму систему в целом — ее внутренние связи и взаимодействие с разнообразными внешними факторами.

Системная точка зрения требует понимания целей, стоящих перед системотехникой, и задач, возникающих при выборе систем.

Главнейшие цели системотехники:

- обеспечить поиск и обобщение идей, принципов, методов и конкретных технических решений для разработки новых систем (объектов, машин, технологий) и своевременного их внедрения;
- обеспечить получение возможно большего объема информации, необходимой для принятия общей программы разработок и контроля над нею;
- обеспечить совместимость между элементами системы (внутренняя совместимость) и между системой и внешней средой (внешняя совместимость);
- сформулировать долгосрочные планы и цели как основу для взаимной увязки отдельных проектов;
- разработать цели и планы для отдельных проектов и согласовать их с долгосрочными целями, определить текущие потребности, прогнозировать развитие, чтобы предугадать будущие потребности и подготовить необходимые перспективные действия;

• выбрать наиболее эффективный путь реализации каждого проекта, исходя из долгосрочных планов и целей, а также из того, что точность прогнозирования и необходимая степень детализации снижается с отдалением времени начала и периода реализации проекта.

Проектирование тесно связано с системотехникой. Часто термины «системотехника» и «проектирование» употребляют как синонимы. Вполне обоснованно можно рассматривать системотехнику как часть процесса проектирования.

2.1.2. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ СИСТЕМОТЕХНИКИ

Фундаментальным понятием системотехники является понятие системы. С ним тесно связаны вторичные понятия — окружение (внешние факторы, внешняя среда), потребность, планирование и творческий процесс.

Можно считать, что не существует стройного набора правил, позволяющего специалисту последовательно, шаг за шагом переходить от нечетко очерченной потребности к готовой системе. Трудно представить, чтобы задачи определения потребности, творческого синтеза, оценки и других ключевых действий решали исключительно по правилам. Но без сомнения выбор систем основан на некоторых общих подходах, определенных принципах, взглядах и стандартных этапах, знание которых в любом случае позволяет более эффективно решать задачи.

Системы. Обычно слово «система» используют во многих значениях. Для придания однозначности этому понятию примем, что *система — это нечто целое, представляющее собой единство закономерно расположенных и находящихся во взаимной связи объектов и их признаков.*

Объекты — это части или компоненты системы, они могут быть безгранично разнообразны (уравнения, законы, процессы, машины, предприятия и др.).

Признаки — свойства объектов (например, производительность, масса, габариты, технологические параметры и т.д.).

Связи формируют систему как единое целое. Практически только наличие многих видов связей (причинных, логических, случайных и т.д.) делает понятие системы полезным. В любом определенном множестве предметов непременно существуют связи. Так, в физической системе в качестве связей всегда может быть принято, например, расстояние между предметами.

Окружение (внешние факторы, внешняя среда). Для данной системы *окружение есть множество всех объектов вне ее, изменение их признаков взаимосвязано с поведением системы.*

Приведенная формулировка не дает ответа на естественный вопрос: когда объект принадлежит системе и когда — окружению? Однозначного ответа здесь нет. В определенном смысле система вместе с окружением образует совокупность всех объектов, интересных в данном конкретном случае. Разделение этой совокупности на два множества — систему и окружение — может быть осуществлено различными в определенной степени произвольными способами. Что принять за систему, а что отнести к окружению, зависит от мнения конкретного специалиста, анализирующего данные множества.

Выделить окружение данной системы достаточно сложно, так как для этого необходимо знать все факторы, воздействующие на систему или испытывающие ее воздействие. В дальнейшем будем рассматривать только факторы окружения, которые диктуют требования к созданным человеком системам. Эти факторы,

как правило, различаются в зависимости от конкретной области проектирования. Однако имеется и ряд универсальных факторов, среди которых следующие:

• *промышленное окружение* (горные предприятия и системы, добывающие и перерабатывающие аналогичные полезные ископаемые; предприятия и системы машиностроительного, энергетического и других комплексов, с которыми прямо или косвенно будет связано данное горное предприятие);

• *естественное окружение* (горно-геологические характеристики месторождения и окружающей природной среды);

• *экономические и коммерческие условия для новых систем* (макро- и микроэкономические условия, конъюнктура рынка и структура цен на производимую продукцию и приобретаемые оборудование, энергию, услуги и т.п.);

• *человеческие факторы* (наличие трудовых ресурсов, состояние и требования к развитию социально-бытовой инфраструктуры и т.д.).

Эти и другие факторы определяют требования к системе и влияют на методы системотехники. Важно подчеркнуть, что системы не просто существуют в окружении, они существуют благодаря окружению. Во многом успех проектирования измеряется степенью интеграции системы с окружением, закладываемой в проект. Чем лучше окружение понято и оценено, тем точнее будет соответствовать ему проектируемая система. Следовательно, одной из важнейших задач процесса разработки системы является наиболее точное определение положения двух функциональных границ: границы интересов и границы между системой и окружением.

Из определения системы следует, что любая система может быть разбита на подсистемы. Предметы, принадлежащие одной подсистеме, можно рассматривать как части окружения другой подсистемы. Поведение подсистемы не обязательно полностью будет соответствовать поведению самой системы.

Принципы декомпозиции систем могут быть различными. Подсистемы могут выделяться по тем функциям, которые они выполняют. Так, технологическая схема открытых горных работ может быть представлена в виде взаимосвязанных подсистем: вскрышные работы, добычные работы, транспортирование, отвальные работы, переработка полезного ископаемого и т.д. Когда определенные таким образом подсистемы оказываются слишком велики, они снова могут быть разукрупнены по функциям. Естественно, что переход к подсистемам порождает новое множество связей. Уменьшение числа и (или) видов входов и выходов обычно облегчает трудности взаимного соединения подсистем. Исходя из этого, другим принципом декомпозиции может быть выделение подсистем таким образом, чтобы число связей (взаимодействий) между ними было минимальным.

Принцип разбиения системы на подсистемы позволяет отметить существование свойства иерархической упорядоченности систем. Практически все системы имеют определенный иерархический порядок. Отсюда может быть сделано важное заключение о том, что в планировании отдельные планы также разделяются по иерархическим уровням. В системотехнике общую задачу решают с помощью целого ряда все более детализированных планов. Одна из функций системотехнической работы заключается как раз в том, чтобы обеспечить внутреннее согласование и интеграцию планов на разных иерархических уровнях. Исходя из того, что планы направлены на достижение определенных целей, последние тоже имеют иерархическое построение. Это приводит к важному выво-

ду о том, что при формулировке целей системных проектов нужно осуществлять проверку совместимости целей на одном иерархическом уровне с целями на более высоком уровне.

2.1.3. СХЕМА СИСТЕМОТЕХНИЧЕСКИХ РАБОТ

Функции системотехники наиболее просто могут быть определены операционным способом, заключающимся в поэтапном описании общей схемы системотехнических работ — от формулировки общей программы проектов до завершения отдельного проекта. Порядок этих этапов следующий:

1) системные изыскания;
2) постановка задачи;
3) выбор целей;
4) синтез вариантов (формирование концепции, идеи);
5) анализ вариантов (альтернатив);
6) выбор критериев эффективности;
7) вычисление (оптимизация);
8) проверка;
9) выбор предпочтительного варианта — принятие решения;
10) разработка и реализация проекта.

Первый этап — системные изыскания проводят с целью исследования состояния какой-либо обширной области окружения, возможных будущих проектов. Такое исследование имеет целью создание необходимого информационного задела, т.е. выявление состояния системы, в состав которой будет входить проектируемое (новое или реконструируемое) предприятие. Анализ должен охватывать основные действующие отечественные и зарубежные предприятия аналогичного профиля включая перспективы их деятельности, реализуемые и разрабатываемые проекты, рынок продукции горных предприятий и тенденции его изменения. На этом этапе имеется большое число конструктивных выборов, которые могут дать начало многим проектам или привести к отрицанию потенциально возможных вариантов без какой-либо перспективы. Таким образом, на основании системных изысканий могут быть ориентировочно сформулированы различные варианты целей будущих проектов. Цели проектов, кроме того, могут определяться достаточно очевидной потребностью или директивно установлены.

Второй этап — операция «постановка задачи» заключается в том, чтобы выявить (выделить) и увязать друг с другом факторы, характеризующие систему и ее окружение, т.е. превратить неопределенную ситуацию в набор фактических данных, необходимых для постановки предварительных целей, синтеза и анализа вариантов.

Постановку задачи, называемую также уяснением задачи, начинают под воздействием некоторого начального условия, например потребности, достигшей критического уровня, или директивного решения. Так как задача по существу является выражением некоторой неудовлетворенной потребности, то прежде всего необходимо установить, в чем именно состоит потребность. Для этого осуществляют сбор и анализ данных, описывающих ситуацию в целом и предполагаемые условия реализации проекта, выделяют и связывают друг с другом существенные переменные, требования заказчика, прогноз технического развития, экономические соображения, возможные входы (необходимые для создания и

функционирования системы условия: порядок и сроки поставок необходимого оборудования, материалов, энергоносителей и т.п.) и выходы системы (количество, качество и календарный график поставок продукции проектируемым предприятием, влияние на окружающую среду и т.п.).

Неправильное понимание задачи приводит к направлению работы по ложному пути. От того, как понимают задачу, зависит принятие одних предложений и данных и отказ от других. Формулировка задачи может сама содержать искомые решения. Это происходит вследствие того, что ни одна проблематичная ситуация не является совершенно неопределенной. Отдельные аспекты всегда яснее и определеннее других. Следовательно, первый шаг должен быть направлен к поиску таких элементов, которые являются определенными. Для этого проводят анализ ситуации и выявляют те факторы окружения, которые имеют отношение к задаче. Их иногда называют «факторы случая» и учитывают в любом предлагаемом варианте. Существует важный принцип творческого уяснения задачи, который гласит: число возможных решений возрастает вместе с общностью и широтой формулировки и убывает с ростом ограничений и запретов в ней.

В процессе постановки задачи выполняют исследование входов и выходов всей системы. Общая схема этой работы следующая:

1) перечислить все входы и выходы в отдельных списках;

2) описать полностью каждую перечисленную позицию;

3) попытаться связать множество входов с множеством выходов, угадывая знакомые преобразующие связи, действия или передаточные функции.

В техническом описании каждого входа и выхода приводят важные характеристики, такие как характер (вид) материального потока, его источник, начало и конец, продолжительность, периодичность, скорость, физические свойства и т.д. Эти входы затем анализируют для определения их видов и интенсивности каждого вида. Карьер имеет несколько видов материальных входов-выходов, чем предопределяется сложность этой системы. Следует отметить, что определенное внимание при проектировании должно быть сосредоточено на том, чтобы противодействовать или предупреждать нежелательные выходы. Обычно это осуществляют посредством проектирования соответствующих систем и принятия таких проектных решений, которые сводили бы к минимуму возникновение негативных факторов. Так, при проектировании карьеров разрабатывают системы водоотлива, ограждения от загрязнения водного и воздушного бассейнов и т.п. Даже перечисление некоторых из этих систем показывает, что их проектирование не может выполняться по единой методике.

При рассмотрении систем и их окружения должна быть очерчена граница тех факторов, которые имеют отношение к задаче проекта, и границы между системой и окружением. С этой точки зрения работа по постановке задачи включает в себя определение граничных условий и ограничений.

В обширную область граничных условий входят:

- направление проектирования, вытекающее из потребности, расширение функции, улучшение технических характеристик, снижение стоимости или какая-либо комбинация этих задач;
- приближенная оценка степени смелости (риска), которая может быть принята заказчиком. Проектируемая система должна быть ориентирована на более тесное приспособление к существующему окружению или на прорыв к новым возможностям;

• ожидаемое воздействие создаваемой системы (предприятия) на другие отрасли производства, экономику;

• оценка уровня современных знаний относительно совокупного окружения и, в частности, стратегий, систем, технологий, средств механизации, применяемых при разработке месторождений;

• точка зрения потребителей относительно желательных свойств системы, стоимости и т.п.;

• вид потребности, характер ее взаимосвязей (изолирована ли она или взаимодействует с другими потребностями);

• необходимая периодичность удовлетворения спроса;

• острота потребности и период времени, отведенный для принятия решения;

• физические пределы или ограничения, в частности, на глубину разработки, возможный темп углубления горных работ, стабильно возможный объем добычи, мощность энергопотребителей и т.д.

Третий этап — выбор целей фактически является завершающей стадией постановки задачи и направляет поиск вариантов, выявляет способы анализа найденного, дает критерии для выбора предпочтительной системы.

Под **целью** понимают то состояние объекта, системы, которое надо достичь, или результаты, которые желательно получить.

Генеральная цель обоснования технических решений всегда одна: отыскание наиболее рационального способа использования объективно ограниченных ресурсов.

При проектировании нового карьера целями выступают такие результаты и состояния, которых в настоящее время еще не существует; при проектировании реконструкции действующего карьера или при решении различных вопросов, возникающих в процессе эксплуатации карьера, целями могут быть как те, которые еще не существуют, так и те, которые уже достигнуты и их желательно сохранить.

Цель может быть определена заданием на проектирование карьера с определенными параметрами (производительность, номенклатура и качество продукции, календарный план поставок и т.д.) или вытекать из общей ситуации, т.е. заключаться в установлении названных параметров исходя из условий поставки продукции некоторым известным потребителям или для свободной реализации. Поэтому в цели должны содержаться значения параметров объекта (системы), соответствующие моменту ее достижения. Цель может формулироваться в форме, обусловливающей достижение максимума (минимума), величина которого еще должна быть определена, или же в форме задания диапазона значений, в пределах которого должно лежать решение. Не следует путать цели и «принуждающие связи», т.е. условия, которые ограничивают и описывают, каким образом цель должна быть достигнута. Они являются измерениями цели, их действие ограничивает проблему или вводит ее в границы.

Функция выбора целей имеет двойственную природу. С одной стороны, речь идет о выявлении и принятии параметров проектируемой системы, определении их предельных значений, фиксации входов и выходов и т.д., с другой стороны, эти оценочные суждения о том, что необходимо или желательно, указывают на вещи, которые мы ценим. Следовательно, оценочные суждения, описываю-

щие нужную физическую систему, предполагают наличие или уже содержат в себе части и связи некоторой системы ценностей.

Логические функции системы ценностей заключаются в том, чтобы дать средства для суждения об относительных достоинствах синтезируемых вариантов физических систем и правила для их оптимизации.

Отметим, что система ценностей и соответствующая ей физическая система тесно связаны между собой и разрабатываются одновременно, однако первая неизбежно формируется быстрее второй. Несмотря на то что выбор альтернативных систем ценностей и выбор альтернативных физических систем тесно взаимосвязаны, существуют принципиальные различия при формировании соответствующих решений. Цели (системы ценностей) нельзя выбирать независимо от средств (физических систем). При выборе между физическими системами по существу решают технический вопрос и наилучшее означает при этом нечто близкое к наиболее эффективному в получении данного результата. Но если выбор осуществляют между системами ценностей, то ответ далеко не столь очевиден, особенно когда затронуты конечные цели. Это объясняется отчасти тем, что практически не существует сложившихся единообразных аргументов, объясняющих тот или иной выбор. Несмотря на это, выбору целей должно уделяться самое пристальное внимание. Гораздо важнее выбрать «правильные» цели, нежели «правильную» систему. Выбрать не ту цель — значит решить не ту задачу; выбрать не ту систему — значит выбрать неоптимальную систему.

Каждой физической системе соответствует своя уникальная система ценностей. Из всех возможных вариантов технических решений каждый раз необходимо выбирать вариант, наиболее полно отвечающий поставленной цели. Степень соответствия варианта заданной цели отражается с помощью критерия оценки (критерия эффективности). Варианты, выбранные по разным критериям, могут оказаться различными.

Глубокая обоснованность постановки целей (или проектирования системы ценностей) является важнейшей предпосылкой к хорошему выбору технических решений при проектировании; она подводит итоги исследования окружения, направляет всю дальнейшую работу и устанавливает для нее стандарты, определяет способы оптимизации технологических подсистем и правила выбора между альтернативными вариантами. Сформулированная цель определяет, для чего создают карьер, что желательно от него получить.

Важность задачи очевидна: неправильное, даже недостаточно точное определение цели может привести к тому, что, например, быстро реализованная эффективная технология разработки не принесет ожидаемых хозяйственных результатов, если не обеспечить надежной и ритмичной поставки добываемого сырья потребителям. Но если считать постановку целей решающим шагом при проектировании, то как выявить предпочтительное множество целей? Или если множество целей достаточно определенно, то как узнать, хорошо ли оно? В дальнейшем будут изложены некоторые существующие идеи и методы, помогающие отвечать на эти два вопроса.

Подчеркнем в связи с этим, что не ставим задачу дать точные рецепты ответов на эти вопросы, хотя существует мнение, что есть способы, с помощью которых можно это сделать. Однако по мере развития представления о целях и ценностях в этих способах обнаруживаются изъяны, и они теряют практическую применимость. На одном полюсе этих способов находятся внушительные математико-логические теории, основанные на аксиомах о рациональном поведе-

ции. На другом полюсе бытует наивное мнение, что единственным требованием к постановке хороших целей является определенность. Другими словами, цели, сформулированные административными методами, будут достаточно хорошим руководством к действию. Естественно, эти крайние взгляды можно опровергнуть конкретными доводами. Гораздо труднее преодолеть формальное отношение к выбору целей и критериев решения. Такой подход выражается в случайности выбора. Следовательно, при проектировании ни в коем случае нельзя упрощать решение важнейшей задачи — задачи постановки целей.

Сложность и трудность этой задачи определяются в значительной мере тем, что она практически не поддается формализации. При проектировании задача заключается в том, чтобы учесть все многообразные факторы окружения, от которых зависит эффективное функционирование карьера на данном этапе его развития, сформулировать правильную точку зрения на желаемый результат, предвидеть развитие карьера и окружения в будущем, а также возникновение новых факторов, которые могут изменить вырабатываемую точку зрения, т.е. саму систему ценностей. Чем сложнее карьер, тем больше число и тем разнообразнее характер факторов, которые необходимо учитывать при определении цели. Очевидно, что параллельно с таким усложнением повышается значимость правильного выбора цели.

Любая цель неразрывно связана с продолжительностью периода времени, за который предполагают ее достичь. Общий интервал времени, в течение которого планируют достижение конечной глобальной цели, может быть разделен на отдельные периоды, и для каждого из них может быть поставлена своя цель, являющаяся промежуточной. Очевидно, что все промежуточные цели должны быть взаимосвязаны и любую из них для всего периода можно рассматривать как конечную. Так, при открытой разработке месторождений могут быть поставлены промежуточные цели на период строительства, выхода на определенные уровни добычи, достижения промежуточных контуров и т.д.

При проектировании карьеров практически невозможно однозначно определить цель в виде одномерной функции. Обычно требуется предусматривать одновременное достижение нескольких целей, совокупность которых можно рассматривать как некоторую общую цель. Если эти цели независимы и значимы (равнозначны), то система считается многоцелевой. Эффективное управление такими системами — сложнейшая задача. Если среди совокупности целей одна доминирует, то она считается *основной*, а остальные — *дополнительными*. Так, горное предприятие одновременно с добычей полезных ископаемых может осуществлять социальную программу, выполнять ряд вспомогательных функций и т.д. Естественно, каждая из этих функций имеет свою цель, которая является составной частью общей цели предприятия. Цель может быть представлена и некоторым числом составных компонентов. Например, когда план добычи карьера слагается из планов добычи различных полезных ископаемых и целью является выполнение плана выпуска продукции, то для ее достижения необходимо выполнить план добычи каждого полезного ископаемого, что является самостоятельной целью. Такие компоненты основной цели обычно называют *частными целями*. При проектировании неизбежно возникает проблема нахождения компромисса между многими целями. Естественно желание достичь идеального компромисса, оптимизирующего одну или несколько характеристик.

Характеристики проекта зависят от ряда параметров, которые могут быть подразделены на две группы: фиксированные и регулируемые. *Фиксированные*

параметры (например, стоимость оборудования, энергии и т.п.) постоянны для рассматриваемой задачи, но меняются от одной задачи к другой и с течением времени.

Регулируемые параметры (например, элементы системы разработки) устанавливают при проектировании. Агрегированием различных значений регулируемых параметров и их сочетаний при постоянных значениях фиксированных параметров формируют несколько альтернативных вариантов и на основании их сравнения выбирают вариант, предпочтительный по определенным критериям. Наиболее важно при этом глубоко понимать относительную техническую значимость всех параметров проекта. Использование математических методов не сможет заменить этого понимания, поскольку невозможно построить абсолютно точную математическую модель технической задачи. Прежде чем перевести реальную задачу на математический язык, необходимо отделить существенные параметры от второстепенных. Именно здесь и важна техническая сторона задачи, поскольку, отбрасывая не относящиеся к существу задачи детали, необходимо сохранить лишь самые важные параметры. Конечно, в каждом частном случае решающее влияние на проект могут оказать и некоторые ограничения, например, такие как мощность потребляемой электроэнергии, воздействие на окружающую среду и т.д.

Вряд ли можно утверждать, что существует единая стройная теория целеполагания, но некоторые полезные рекомендации и принципы выполнения этой работы существуют и достаточно широко распространены. Они позволяют распознать менее приемлемые в известном смысле цели, чем другие, которые можно было бы выбрать для тех же действий. При проектировании системы ценностей очень важно обращать внимание на внешние связи, так как они составляют часть окружения этой системы.

Для оптимизации работы управляемой системы следует оценивать относительную значимость каждой дополнительной или частной цели. Если частные цели однородны по своему характеру, то задачу решают посредством присвоения им так называемых весовых коэффициентов, которые характеризуют относительную важность данной цели в долях единицы. Очевидно, что выразить важность цели числовым коэффициентом сложно. Эта величина зачастую не поддается расчету и обычно устанавливается субъективно на основании сравнения и учета различных факторов. При проектировании, к сожалению, очень часто выбирают цель, представляющуюся наиболее важной, и усилия направляют в основном на ее достижение. Остальные цели выполняются по мере возможности. Реально это означает, что выбранной цели присвоен весовой коэффициент 1, а всем остальным — 0. Это гораздо более грубая ошибка, чем та, которая могла бы быть допущена при вдумчивом распределении весовых коэффициентов. Еще более сложная задача возникает при определении общей цели при разнородных, независимых частных целях. Наиболее распространенное решение — рассмотрение каждой из таких частных целей, как независимой составляющей некоторого вектора. Каждой составляющей присваивают весовой коэффициент в диапазоне от 0 до 1, отражающий предпочтительность данной цели. В общем случае предпочтительность целей, заданная значениями весовых коэффициентов, может быть переменной величиной, которая зависит от значений составляющих.

Существуют различные способы проверки правильности принятого порядка предпочтения частных целей. Один из таких способов базируется на следующих допущениях:

1. Каждой частной i-й цели может быть присвоено действительное неотрицательное число N_i, принимаемое как оценка относительной важности этой i-й цели или ее предпочтительности по сравнению с другими.

2. Для двух частных целей i и j их оценки признают равными $N_i = N_j$, если цели одинаково важны, и признают большей оценку более важной цели, т.е. $N_i > N_j$, если цель i важнее цели j.

3. Важность одновременного достижения двух целей оценивают суммой их оценок $N_i + N_j$. Это весьма важное допущение, оно предполагает, что цели взаимно независимы и непротиворечивы, а их результаты суммируют.

Дальнейшие процедуры основаны на том, что, как правило, легче установить отношение предпочтения между двумя, чем между несколькими возможными выборами.

При иерархической структуре системы вовсе необязательно точное совпадение между собой целей подсистем разного уровня. Цель подсистемы определяется ее функциями, а различие функций предопределяет и разницу формулировок целей. Вместе с тем совокупность целей подсистем одного уровня должна обеспечивать выполнение цели той подсистемы более высокого уровня, которой они подчинены. Совокупность последовательно дробящихся целей в соответствии с понижающимся уровнем подсистем называют *деревом целей*. Построение дерева целей позволяет исключить рассогласованность целей для различных подсистем, составляющих систему. Характер целей в зависимости от иерархического уровня подсистем может значительно различаться. Если для верхних уровней цели могут носить общий, а порой и просто качественный характер, то с понижением уровня подсистем цели все более конкретизируются, доходя до отдельных технических характеристик. Несомненное достоинство дерева целей состоит в возможности получения путем экспертных оценок относительной важности целей и мероприятий, направленных на их достижение. Для этого каждой из K сформулированных целей высшего уровня присваивают некоторый весовой коэффициент q_i. Для достижения однородности результатов должно быть выдержано нормализующее условие

$$\sum_{i=1}^{K} q_i = 1.$$

Затем рассматривают типы мероприятий, направленных на достижение этих целей, и устанавливают коэффициенты S_{ij} относительной важности j-го мероприятия для достижения i-й цели, причем

$$\sum_{j=1}^{n} S_{ji} = 1,$$

где n – число типов мероприятий.

Далее определяют коэффициент относительной важности мероприятий:

$$r_j = q_i S_{ij}.$$

После этого рассматривают в порядке понижения цели и мероприятия на других уровнях иерархии.

Общее значение коэффициента относительной важности некоторого элемента дерева целей на любом уровне определяют путем перемножения коэффи-

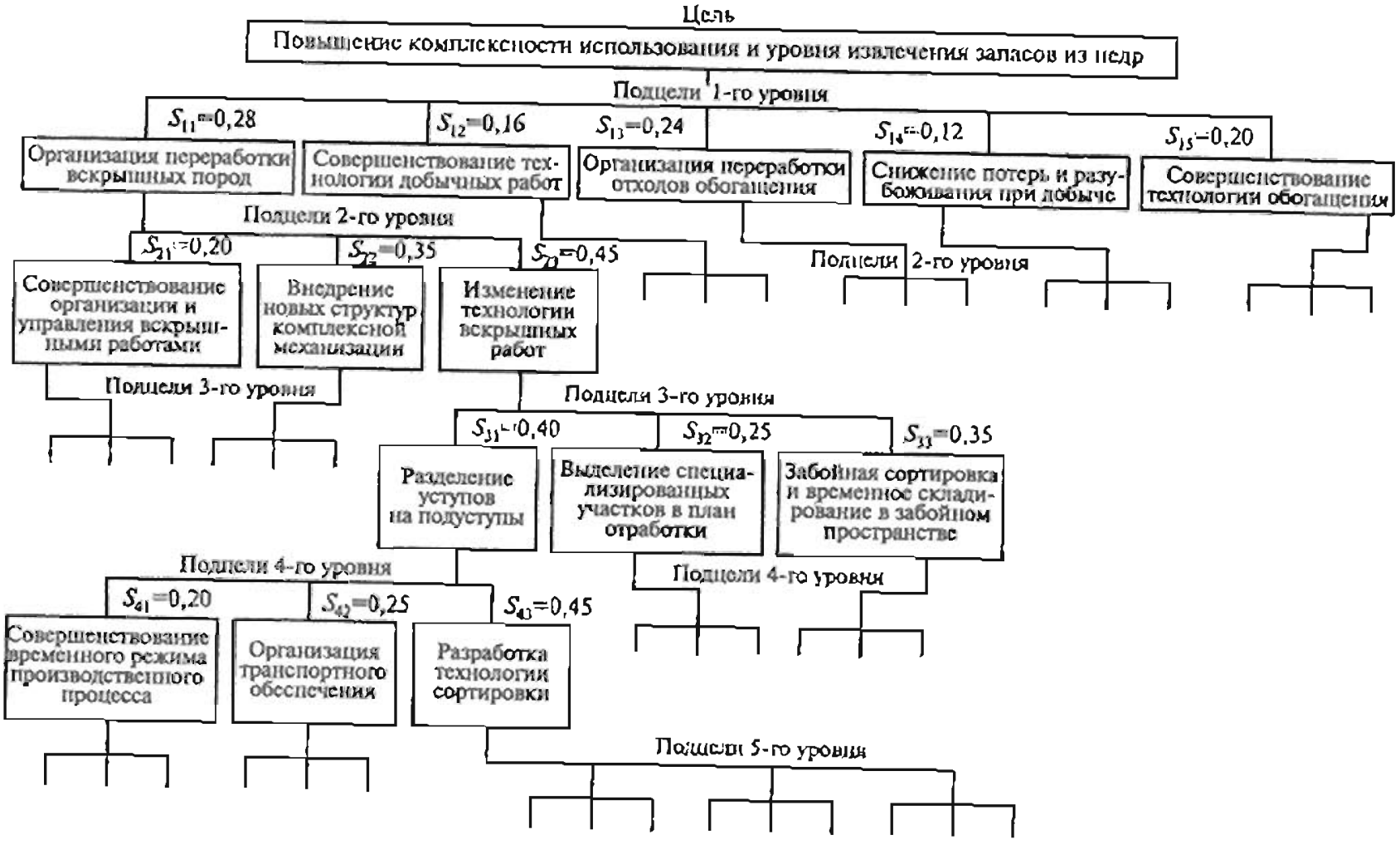


Рис. 2.1. Дерево целей

циентов всех элементов вдоль данной ветви, соединяющей рассматриваемый элемент с соответствующим элементом самого верхнего уровня.

Используя методологию дерева целей, рассмотрим проблему повышения комплексности использования и уровня извлечения запасов месторождения (рис. 2.1). Эту глобальную (основную) цель достигают посредством выполнения подцелей первого уровня, основными экспертами из которых названо пять, и дана их оценка по десятибалльной шкале:

1 — организация переработки вскрышных пород — 7 баллов;

2 — совершенствование технологии добычных работ для обеспечения посортовой выдачи полезных ископаемых — 4 балла;

3 — организация переработки отходов обогащения — 6 баллов;

4 — снижение потерь и разубоживания при добыче — 3 балла;

5 — совершенствование технологии обогащения для увеличения уровня извлечения попутных ископаемых — 5 баллов.

Нормируя оценку целей (приводя сумму весовых коэффициентов), получим следующие коэффициенты важности целей (первый индекс — уровень подцели, второй — номер цели):

$$S_{11} = 7/(7+4+6+3+5) = 0{,}28;\ \ S_{12} = 4/25 = 0.16;$$

$$S_{13} = 6/25 = 0{,}24;\ \ S_{14} = 3/25 = 0{,}12;\ \ S_{15} = 5/25 = 0{,}2.$$

Далее конкретизируют цели 1-го уровня и т.д. Примеры подцелей 2, 3, 4 и 5-го уровней показаны на рис. 2.1. У каждой подцели проставлен ее весовой коэффициент, полученный экспертным путем.

Итоговые весовые коэффициенты подцелей получают перемножением весовых коэффициентов соответствующей ветви дерева целей.

Например, общий весовой коэффициент 2-й цели 4-го уровня подцелей $S_{42} = 0{,}25 \cdot 0{,}4 \cdot 0{,}45 \cdot 0{,}28 = 0{,}126$, где 0,4; 0,45; 0,28 — весовые коэффициенты подцелей более высоких уровней, на выполнение которых направлена 2-я цель 5-го уровня.

Постановка целей. Ясная формулировка общепринятых целей является непременным условием получения правильного решения. Для достижения этого прежде всего необходимо перечислить цели, желательно в письменном виде. Однако определенность — не единственное требование к целеполаганию. Цели могут быть вполне определенными, но ошибочными. Таким образом, перечисление целей — весьма важная процедура. Необходимо добиваться выявления всех целей и составлять списки целей для проверки их полноты. Естественно, ее невозможно доказать, но необходимо всячески к ней стремиться, как к критерию разумного образа действий. Это позволит избежать появления неожиданных следствий. Здесь можно отметить аналогию с начальным шагом синтеза систем, состоящим в формировании всех возможных вариантов решения проблемы. Исследование окружения дает фактический материал для получения первого наиболее широкого перечня целей, который нужно оценить. Оценка целей представляет собой операцию, аналогичную оценке альтернативных систем; в перечне должны быть оставлены только действительно важные и удовлетворяющие требованиям хорошей постановки цели. Обычно в формулировках целей присутствуют или подразумеваются такие характеристики, как прибыль,

требования потребителей, себестоимость, качество, гибкость системы, основные параметры карьера (производительность по полезному ископаемому и вскрыше и т.д.), безопасность, ограничения, вытекающие из норм действующих законов охраны труда, окружающей среды.

На разных стадиях проектирования эти характеристики конкретизируют и уточняют, они могут специализироваться применительно к отдельным подсистемам. При работе с таким перечнем обычно возникает два вопроса. Первый из них связан с выявлением тех категорий, в которых еще не поставлены цели, а второй — с определением стадии проектирования, когда целесообразно заняться разработкой данной цели.

Рассмотрим некоторые рекомендации по постановке хороших, если не наилучших целей, т.е. по построению и применению хорошей системы ценностей, а также правила для проверки множества целей.

На первом этапе необходимо выявить максимально возможное число целей. Очень важно при этом понимать, что постановка целей — работа творческая. Операции постановки целей следует сопровождать следующими процедурами:

- проверкой целей на полноту; это постоянно повторяющееся требование;
- устранением небрежных формулировок; плохая формулировка может нечаянно исключить перспективные варианты и важные цели.

Постановка целей неразрывно связана с их анализом, который включает в себя проведение следующих операций:

- уяснение логической структуры вариантов и целей;
- выделение конечных целей; из-за отсутствия теории конечные цели устанавливают обычно посредством ссылки на инструкцию, авторитет или предыдущий опыт;
- проверка целей на осуществимость: нет ли непреодолимых экономических, технических, юридических и социальных препятствий для их достижения? В результате этой операции некоторые цели, возможно, будут исключены, а другие — выделены для дальнейшего более детального анализа;
- проверка целей на совместимость. Проверка внутренней совместимости должна выявлять зависимость или независимость целей на сравниваемых уровнях. Для несовместимых целей следует изыскать возможность замен или обменов, определить границы замен, допустимое их число и технику замен;
- исключение тех целей, для которых установлено, что они неосязаемы, и тех, которые не поддаются хорошему определению.

После того как перечень целей составлен, его, как правило, можно упростить и сократить. С этого начинают оценочную часть операции, которая включает в себя следующие действия:

1. Проверка, не является ли достижение одной цели в перечне лишь средством к достижению другой. Когда этот случай имеет место, такую цель можно исключить из списка, если при этом не решают задачу показать явно, как одна цель приводит к другой. Если, например, одна цель состоит в максимизации прибыли, а другая — в минимизации издержек производства, то в случае, когда меньшие издержки производства являются лишь средством получения больших прибылей, эту цель следует исключить из списка, так как она ограничивает способы действия.

2. Рассмотрение каждой цели с точки зрения ее зависимости от вариантов и способов действия, определенное число которых всегда будет известно на каждой стадии проектирования. Например, если цель — проектирование безопасной системы, а все способы действия влияют лишь на ее качество, то цель безопасности может быть исключена из перечня. Однако такое отбрасывание надо осуществлять весьма осторожно, чтобы исключить возможность появления неприемлемых вариантов.

3. Объединение по существу одинаковых целей. Например, если потребитель и проектировщик стремятся к одним и тем же показателям качества и стоимости, то нет необходимости выражать эти стремления отдельными высказываниями. Или если требуется увеличить выпуск концентратов двух металлов, а между ними имеется прямая связь, то можно оставить только одну цель — увеличение выпуска одного из металлов, что приведет также к увеличению выпуска и второго металла.

4. Применение общепринятых понятий и выражений. Слишком узкие цели, неоправданно ограничивающие варианты, должны быть исключены. Хорошие цели, как правило, обладают возможностями рассмотрения всех взаимосвязанных аспектов и использования существующих на всех этапах способов проверки. Когда проект завершен, следует мысленно оценить, действительно ли он удовлетворяет целям, и если нет, то почему. Нельзя улучшить процесс выработки решений до тех пор, пока не замкнута конечная цепь обратной связи.

Измеримость целей. Цели могут иметь количественный или качественный характер.

Количественные цели — это цели, которые поддаются измерению с помощью различных единиц измерения.

Качественные цели — это цели, которым трудно или невозможно дать количественную оценку, т.е. измерить. Они связаны с этическими, психологическими, социальными и другими факторами. Такими целями могут быть, например, поддержание репутации предприятия как высоконадежного партнера, создание социально-бытовых условий высокого уровня и т.п. Нетрудно заметить, что для таких качественных целей можно найти определенные параметры, которые помогут оценить в числовом выражении степень их достижения. Как правило, эти параметры связаны с определением последствий тех мероприятий, которые предполагают предпринять для достижения качественной цели. Совокупность значений этих параметров и может служить количественной оценкой качественной цели.

Естественно, могут встретиться случаи, когда будет весьма затруднительно или невозможно осуществить переход к количественной оценке качественной цели. Тогда следует по возможности объективно, с учетом сформировавшихся точек зрения определить степень достижения качественной цели в единицах измерения, сопоставимых с используемыми при оценке других частных целей. Таким образом, количественные цели предпочтительнее, потому что аппарат их сравнения более развит.

Отметим, что от степени измеримости различных групп целей непосредственно зависит разработка системы ценностей.

Таким образом, очень важная фаза работы над целями — исследование целей с точки зрения возможности их измерения. Под измерением будем пони-

мать акт присвоения чисел предметам или событиям согласно некоторой системе правил.

В наиболее благоприятных случаях цель можно однозначно представить числами на шкале с аддитивными единицами и естественным нулем, т.е. на шкале отношений.

При решении задач на уровне объектов и на уровне компонентов для измерений количественных целей и критериев, как правило, бывает достаточно пропорциональной шкалы — шкалы отношений. При решении задач более высоких иерархических уровней, начиная с уровня систем, не удается осуществить измерения только с помощью шкалы отношений. Поэтому подобные задачи решают обычно на основании опыта и здравого смысла, хотя более правильно осуществлять их решение с помощью измерений и вычислений.

Во всех случаях необходимо соотнести измерения и вычисления с погрешностями наблюдений, со стоимостью сбора данных и задачами проекта.

При измерении цели прежде всего следует классифицировать по тем единицам, в которых их можно измерить. Если все цели можно измерить в денежных единицах, то «функция целей» одномерна, и альтернативные варианты оценивают сравнительно легко. Так, производительность можно оценить по прибыли, холостые проходы экскаваторов — по фактическим затратам или по вызываемому ими снижению производительности (оценка ущерба). Несколько сложнее оценить в денежном выражении точность соблюдения календарного плана. Вместе с тем получить такую оценку, хотя бы очень приближенную, совершенно необходимо, так как ее отсутствие эквивалентно нулевому значению оценки, что принципиально неверно.

В некоторых случаях при оценке целей доминирующее значение приобретает время. Оценку по времени также можно принимать в качестве общей оценки. В этом случае все частные цели должны быть оценены в единицах времени. Обычно этот подход используют при планировании сложных работ, где отдельные составляющие оценивают их продолжительностью.

К сожалению, лишь редкие проекты имеют единственную цель, которую можно измерить по шкале отношений. Предположим, что все цели можно привести через коэффициенты пересчета к взаимосвязанным факторам безопасности и прибыли. Вероятно, с точки зрения лица, принимающего решение, желательно максимизировать и то, и другое, однако очевидно, что такая двумерная функция целей не поддается оптимизации обычными аналитическими методами. Решение приобретает вид оценочного суждения, в котором выдвигают обращение к какому-нибудь «более высокому» принципу, чем просто максимизация безопасности или прибыли. После того как решение принято, становится очевидной разумность или неразумность приравнивания степени безопасности определенной сумме средств.

Гораздо более сложные ситуации возникают в случаях, когда некоторые цели не измеримы по шкале отношений. К ним относят цели, имеющие этический, социальный или психологический смысл. К таким целям может быть отнесена ответственность предприятия за своевременную поставку материалов или за выпуск продукции, соответствующей определенным требованиям, но за теми пределами, которые измеряются, например, экономическими категориями. Так, использование некачественной продукции может привести не только к тяжелым материальным потерям, но и иметь негативные социальные последст-

вия. Цели, которые в настоящее время не могут быть измерены по шкале отношений, иногда называют *неосязаемыми*.

Разграничения между количественными и качественными, осязаемыми и неосязаемыми целями достаточно условны и часто бывают обманчивы. Вместо этих понятий используют понятие, называемое *уровнем измерения или степенью измерения*. Если известна степень, в которой данная цель поддается измерению, то можно принимать решения логическим путем. Однако часто встречаются цели, которые практически измерить нельзя из-за отсутствия фактических данных или из-за того, что поиски данных заняли бы слишком много времени. Такие цели называют *недостижимыми*. Примером этого может служить требование приспособляемости или гибкости системы «карьера». Под этим подразумевают затраты на приспособление карьера как системы к изменяющемуся окружению. Трудность представления достаточно далекой перспективы усложняет возможность достоверных выводов о том, какие другие новые предприятия по добыче тех же полезных ископаемых будут введены в строй вслед за данным карьером, как изменятся потребность и область применения полезных ископаемых данного месторождения. Некоторые тенденции очевидны. Например, использование погрузчиков на пневмоколесном ходу позволяет практически реализовать более гибкие технологические схемы селективной разработки полезных ископаемых. Можно предположить, что мобильность технологического оборудования постоянно будет повышаться. Но ни о какой конкретной технологической схеме сегодня нельзя сказать, что она будет гибкой через 30—40 лет, хотя бы потому, что за этот период, вполне вероятно, появятся агрегаты, основанные на новых физических принципах действия, да и характер разрабатываемых месторождений существенно изменится.

Цель можно достигать различными путями — альтернативными решениями, т.е. системами (объектами), отличающимися различной технологией производства, разными техническими средствами, с помощью которых реализуются эти технологии, структурой и параметрами. Таким образом, цели дают логическое обоснование для синтеза вариантов.

Четвертый этап — синтез вариантов (формирование концепции, идеи). Слово «синтез» означает сложение, соединение элементов для образования чего-то целого. Цель этапа — разработка и создание новых, ранее не существовавших объектов, процессов или систем.

На этом этапе, в определенном смысле составляющем основу проектирования, должна быть выработана идея решения задачи, замысел будущего объекта — его концептуальная схема, отражающая все реалии конкретной ситуации и являющаяся достаточно точной для перехода к единому образу проектируемого предприятия в общих чертах и во всех деталях, т.е. должен быть предложен ответ на вопрос: как осуществить решение задачи. В значительной степени качество проекта определяется качеством идей или принципов, на основе которых он разрабатывался.

Следовательно, именно на этом этапе создают концепции, а суждения о ценностях и технических возможностях их реализации преобразуют в решения, которые должны отражать реальные социальные, экономические и эксплуатационные аспекты ситуации проектирования. Из всего этого вырабатывают общий образ проектируемого карьера, который представляется удачным, хотя это и нельзя доказать, поэтому нет полной уверенности в том, что все сделанное в итоге окажется наилучшим.

Именно при формировании идеи фиксируют цели, технические задания и границы задачи, выявляют важнейшие переменные и устанавливают ограничения, а также выносят оценочные суждения. Задачу разделяют на подзадачи, причем подразумевают, что все их можно решить параллельно или последовательно и в определенной степени независимо друг от друга. Обычно может быть выработано несколько приемлемых вариантов открытой разработки конкретного месторождения. Выбор наиболее подходящего из них необходимо осуществлять после всестороннего сопоставления каждого из вариантов. Синтез вариантов предполагает разработку альтернативных систем, способных достичь сформулированные цели. При этом общая цель заключается в том, чтобы составить наиболее полный список гипотетических систем, продуманных достаточно подробно для их оценки с точки зрения выбранных целей, а каждый вариант должен быть детализирован до уровня, позволяющего установить его соответствие предъявляемым требованиям и оценить относительные достоинства для возможной разработки.

Первый шаг при синтезе систем — собрать все известные варианты решения проблемы из всех возможных источников: из литературы, патентных источников, известных технических решений и т.д. Диапазон поиска охватывает не только разработки, выполненные в последний период и в данной конкретной области науки, техники и технологии, но и достаточно отдаленное прошлое, а также наиболее динамично развивающиеся научные направления, последние достижения науки и техники.

Число вырабатываемых таким образом вариантов дополняют вариантами, основанными на оригинальных идеях разработчиков проекта. При широкой постановке задачи число вариантов может быть очень большим. Их оценка порой требует проведения значительных объемов работы, и в проблему превращается не поиск новых, а отсортировка уже высказанных идей. Существует правило, в соответствии с которым никогда не следует отбрасывать вариант из-за того, что сначала он кажется наивным и надуманным. Формирование конкурентоспособных вариантов следует вести хотя бы ради того, чтобы ослабить приверженность одной идее. Помимо технических вариантов решения должны быть рассмотрены и другие необходимые условия достижения цели. Порой удается избежать возникших трудностей путем изменения какой-либо функции проектируемого объекта. Например, введение селективной выемки может существенно изменить технологическую схему переработки добытого полезного ископаемого вследствие исключения или изменения некоторых процессов и машин.

Можно выделить два принципиально различных подхода к синтезу вариантов.

Один из них ориентирован на применение для решения основных задач проекта известных технических решений (технологий производства, средств механизации и т.д.), ранее использовавшихся в аналогичных ситуациях.

Основная задача при этом заключается в поиске нового, оригинального сочетания этих элементов и процессов, которые бы приводили к достижению новых качественных либо количественных результатов. При таком подходе, как правило, не удается получить качественный рост основных технико-экономических показателей нового проекта по сравнению с уже достигнутыми, а творческое начало самого процесса отыскания принципиально новых технических решений выступает достаточно упрощенно. Кроме того, ориентировка на использование в проектах только широко известных решений в конечном итоге неиз-

бежно приведет к тому, что при возникновении потребности в новой системе, качественно превосходящей по своим техническим характеристикам существующие, ее разработку придется осуществлять при ограниченном объеме исходной информации, отсутствии опыта применения новых процессов, технологий и машин. В этом случае реальна опасность недостаточно обоснованного решения поставленных задач.

Другой подход ориентирован на выработку принципиально новых технических решений посредством использования новых идей и физических принципов, современных материалов и устройств, в том числе и из других областей науки и техники. Это плодотворный путь, позволяющий с помощью воображения создать новые технологические новинки. Так, при проектировании карьеров могут быть систематизированно изучены перспективы освоения новых месторождений, спрос и цены на различные минеральные ресурсы, новые технологии добычи и переработки сырья, машины, работа которых основана на новых принципах, и т.д. Очевидно, что этот подход более универсален и перспективен. Вместе с тем можно отметить, что только очень немногие проекты могут быть отнесены к совершенно новым, да и то достаточно условно, так как при их разработке значительное число технических решений принималось на основе прошлого опыта, т.е. использовали принцип проектирования по прототипу.

При проектировании каждого карьера, видимо, нет необходимости в детальном самостоятельном изучении всего окружения, можно ограничиться анализом лишь наиболее важных аспектов. Однако полностью исключать процедуру анализа окружения принципиально неправильно, так как это ведет к утрате творческого подхода к решению задач.

Пятый этап — анализ (альтернатив). Слово «анализ» означает разделение чего-то на составные части или элементы. Суть инженерного анализа заключается в сравнении вариантов технических решений, позволяющих достичь поставленных целей проектирования. В процессе сопоставления вариантов находят существенные технические, экономические, экологические показатели каждого из них, необходимые для выбора рационального варианта.

Отобранные показатели этого варианта сравнивают с начальными целями, чем осуществляется информационная обратная связь, необходимая для синтеза систем и выбора целей.

После завершения разработки целей достаточно просто установить, что именно нужно анализировать в альтернативных системах. В случае, если единственная цель — низкая стоимость и высокая надежность, необходимо исследовать стоимость и надежность каждой системы. Однако это простое на первый взгляд правило — анализировать именно те параметры (характеристики) систем, которые непосредственно связаны с достижением поставленных целей, достаточно обманчиво, так как очень редко в гипотетической (проектируемой) системе удается предвидеть все показатели и сопоставить их с целями. Добавим к этому, что часто весьма сложно четко выявить множество показателей, порождаемых новой системой, а некоторые из них могут оказаться неблагоприятными. Более того, отдельные показатели могут сделать бесполезной саму систему даже при том условии, что она имеет все другие удовлетворительные показатели. Часто такие нежелательные показатели не удается исключить проектированием противодействующих систем.

Шестой этап — выбор критериев эффективности. На этом этапе устанавливают количественные показатели, которые позволяют оценить принимаемые

проектные решения, сравнивать их и выбирать предпочтительные по результатам, к которым приводит то или иное решение. При этом необязательно, чтобы и стоимость, и полезный эффект одновременно присутствовали в выбранном показателе. Порой эти категории могут быть вынесены в ограничения, которые неразрывно связаны с целевой функцией, или в какое-либо другое условие. Надо иметь в виду, что фактически подобная совокупность целевой функции и ограничений является в целом критерием эффективности.

Седьмой этап — вычисление (оптимизация) — посвящен получению числового результата или результата в символьной форме (в форме математического выражения). Он справедлив только в рамках принятой модели, описывающей проектируемую систему, предприятие, технологию, процесс. Поэтому, после того как получено численное решение конкретной задачи, должно быть сделано обобщение — изучение возможности его применения в общем случае. Отметим, что оптимизация в процессе проектирования играет двоякую роль, обеспечивая, с одной стороны, определение в рамках выбранного варианта наивыгоднейшего сочетания проектных параметров и, с другой стороны, выявление наилучшего в известном смысле варианта из рассматриваемых.

Восьмой этап — проверка. Отметим, что все виды проверок очень важны и их следует поводить на каждом этапе проектирования, а не только в конце работы. Обычно проверяют правильность расчетов, реальность результатов, тренды — соответствие изменений результатов изменениям начальных условий и т.д.

Девятый этап — выбор предпочтительного варианта — принятие решения. Его проводят с помощью оценки показателей (следствий), действительных или желательных, которая заключается в определении ценности показателей в соответствии с критериями решения. Таким образом, альтернативные системы должны быть оценены по критерию и ранжированы по степени приближения к целям. (Критерий — это признак, на основании которого выполняют оценку, определение или классификацию.)

С выбором одного из нескольких возможных вариантов каждый сталкивается практически постоянно. Большинство решений принимают на базе выработанного автоматизма поведения, некоторые решения слишком мало значат, чтобы задумываться над их выбором. И наконец, существуют проблемы выбора, решение которых требует глубокого анализа и применения для осуществления выбора специальных приемов и методов. Большинство решений, вырабатываемых при проектировании карьеров, относятся именно к этой группе. При выработке таких решений новым является либо объект выбора (режим работы, схема вскрытия, вид транспорта, система разработки, типы и параметры оборудования и т.д.), либо обстановка, в которой совершается выбор (географическое положение месторождения, горно-геологические и климатические условия, ограниченность ресурсов, требования потребителей и т.д.).

Все они имеют следующие общие черты:

- уникальность, неповторимость ситуации выбора;
- недостаточная определенность последствий принимаемых решений;
- действие ряда разнородных факторов, от которых зависит принятие того или другого решения.

Проблемы отыскания рациональных решений в уникальных ситуациях существовали и решались всегда. Но по ряду причин трудность выработки таких решений и требования к их качеству значительно возросли. Это произошло прежде всего потому, что резко увеличился динамизм развития и изменений искус-

ственных систем и их окружения при одновременном уменьшении периода времени, когда принятые ранее решения остаются правильными, а также в связи с резким ростом капиталовложений в создание систем. Увеличилось число вариантов выбора, возросли сложность выработки решений и взаимозависимость различных решений и их последствий.

Действительно, основные технологические решения должны вырабатываться с учетом трудовых и материальных ресурсов, экологических последствий сооружения и эксплуатации карьера, влияния его продукции на развитие отраслей промышленности, связанных с деятельностью данного предприятия, создания и развития социально-бытовой инфраструктуры.

Все это привело к тому, что в настоящее время при проектировании карьеров практически невозможно обойтись без применения специальных методов анализа проблем и обоснования решений.

Решение проблем выбора в сложных ситуациях связано с необходимостью преодоления существенных трудностей. Оценки вариантов имеют многоаспектный характер. Во многих случаях их можно сравнить по оценкам эффективности и оценкам стоимости. Для многих проблем выбора эти понятия также многоаспектны. Вряд ли правильно было бы пытаться оценить эффективность каждого из вариантов исключительно по экономическим критериям. При выработке рационального решения, как правило, необходимо учитывать прямые и косвенные оценки эффективности, оценки взаимодействия объекта с окружающей средой, оценки побочных явлений. Таким образом, стоимостные оценки эффективности могут быть лишь одними из многих.

Все большую актуальность приобретает и проблема более полного учета оценок во времени. Наряду с известным способом учета будущих затрат и выгод все чаще требуется решать более сложные проблемы учета новых типов оценок, характеризующих последствия принимаемых решений в разные моменты будущего.

Признание многоаспектности оценок вариантов приводит к новой трудности, состоящей в сложности выявления всех показателей, по которым они должны сравниваться. В очевидных ситуациях эта трудность исчезает сама собой, но встречаются и случаи, когда этот вопрос перерастает в самостоятельную проблему, например, когда более широкий и глубокий набор аспектов, предложенный при проектировании, не совпадает с действующим набором, на который ориентируется потребитель.

Существование разнородных аспектов оценки вариантов усугубляет проблему их сопоставления. Прежде всего такое сопоставление практически всегда субъективно и поэтому может быть подвергнуто критике. Весьма сложно, например, найти меру снижения экономической эффективности проекта, эквивалентную определенному снижению вредного влияния карьера на окружающую среду. Более того, сложилось положение, усугубляющее возникающие трудности, когда некоторым критериям, как правило экономическим, отдают предпочтение. Отметим также субъективный характер многих оценок качества вариантов, надежность которых не может быть абсолютной. Это может привести к выработке неправильных оценок. Несомненно, задача оценки вариантов при проектировании карьеров весьма сложна, но в ней имеется одно существенное предположение — этот набор вариантов уже известен. Порой же оказывается, что лучшее решение связано с новым взглядом на проблему, т.е. с поиском качественно нового варианта. Поэтому задача обеспечения полноты списка вариан-

тов, раскованности действий при формировании новых технических решений является одной из сложнейших в процессе выбора.

Для оценки и отбора лучших решений часто использовали критерии технического характера. Это вовсе не означает, что при проектировании не оценивались затраты и ресурсы, необходимые для создания и эксплуатации карьера. Однако такие оценки порой не определяли результатов, так как принятие технического решения и его экономическая оценка представляли собой два последовательных самостоятельных акта, из которых второй мог повлиять, а мог и не повлиять на первый. Ситуация была в определенной степени вынужденной, так как существовали объективные ограничения в выборе решений, которые предопределялись весьма ограниченным арсеналом типоразмеров оборудования, применяемого для открытой разработки месторождений, и рядом других факторов.

По мере укрепления материально-технической базы горнодобывающих отраслей промышленности расширяются возможности формирования технических предложений (вариантов), которые удовлетворяют одним и тем же требованиям, предъявляемым к карьеру как к горному предприятию, и вместе с тем отличаются по техническим, экономическим и некоторым другим показателям.

Сравнение вариантов и отбор лучшего из них можно осуществлять с помощью специальных методов. Достаточно универсальным инструментом при этом может выступать технико-экономический анализ. Но часто проблемы выбора решают, опираясь на опыт решения подобных задач в прошлом. Однако такой подход теряет эффективность для сложных проблем выбора и часто не включает в себя такой жизненно важный этап определения политики выбора, как установление перечня аспектов, которые необходимо учитывать при выработке решений.

Существует также склонность учитывать лишь количественные аспекты принимаемых решений с помощью различных методик и формул, в которых увязывают количественные показатели, а важные качественные показатели, такие как влияние объекта на окружающую среду в отдаленной перспективе, социальные вопросы и другие, просто опускают. Полученные таким образом решения носят узкую направленность, их реализация приводит к нежелательным последствиям в смежных областях, что часто вызывает необходимость переработки проектов для уточнения и улучшения их результирующих показателей. Основные причины возникновения таких ситуаций — недостаточное внимание к задачам стратегического характера, формальное применение методов и методик, не соответствующих современным требованиям.

Отсутствие четких принципов выработки решений может стать причиной принятия несогласованных и даже противоречивых решений.

Проблемы выработки решений при проектировании основных технических параметров, технологических схем и процессов карьера различаются по своей сложности, которая нарастает с увеличением числа вариантов, периода, на который принимают решение, числа аспектов оценки и числа организаций, которых затрагивает решение.

С возрастанием сложности проблем выбора традиционные приемы становятся все менее эффективными. При рассмотрении вариантов может оказаться, что некоторые из них явно превосходят другие. Но такие случаи встречаются довольно редко. Как правило, один вариант более выигрышен в одном отношении, но уступает всем или нескольким вариантам по другим показателям. Даже

при небольшом числе вариантов, но при сравнительно большом числе учитываемых показателей необходим тщательный анализ. Его надо проводить и в тех случаях, когда кажется, что один из вариантов значительно предпочтительнее другого. Увеличение числа показателей, используемых для сравнения вариантов, неизбежно усложняет решение задачи выбора предпочтительного варианта. Но совершенно недопустимо искусственно уменьшать число учитываемых показателей и сводить сравнение вариантов к двум-трем показателям.

С особой скрупулезностью должны быть проработаны решения, относящиеся к будущему. Любой тщательный выбор не позволяет учесть возможность появления новых неожиданных факторов после принятия решения, тем более в отдаленной перспективе. В связи с этим в каждом случае необходимо определить период времени, на который принимают решения и по прошествии которого их следует пересматривать. В процессе выработки решения важно не только установить пути выполнения конкретной задачи — добычи на проектируемом карьере определенных видов и сортов полезных ископаемых, но и понять связь этой задачи с положением других однопрофильных предприятий и экономики в целом, попытаться сформировать общий взгляд на положение вещей. Результатом такого анализа может быть и то, что поставленную задачу целесообразно решать с других, более общих позиций.

Сравниваемые решения целесообразно проверить на устойчивость и равновесие, являющиеся опорными понятиями, на основе которых проводят анализ системы. Полагают, что система находится в состоянии устойчивого равновесия, если после незначительного отклонения она стремится вернуться в исходное состояние. Система неустойчива, если незначительное возмущение влечет за собой все увеличивающееся ее удаление от исходного состояния.

Вариант развития горных работ, при котором периоды с большим объемом вскрытых запасов чередуются с периодами, когда таких запасов недостаточно, нежелателен, экономически неэффективен, а часто просто недопустим. В то же время развитие работ, обеспечивающее постоянное наличие достаточного количества вскрытых запасов, весьма желательно, но экономически неоправданно (даже если позволяют условия залегания полезного ископаемого) такое «равновесие» между добычными и вскрышными работами, при котором последние значительно без необходимости опережают добычные.

Таким образом, необходимо поддерживать динамическое равновесие — определенную «удаленность» вскрышных работ от добычных.

Проверка на устойчивость должна включать в себя также изучение влияния характеристик окружения на принимаемые решения. Обычно условно считают, что эти характеристики заданы, хотя они и являются случайными величинами. Причем принимаемые значения характеристик внешних условий не всегда являются математическими ожиданиями соответствующих случайных величин, т.е. их средними значениями. В этом случае полученное посредством расчета оптимальное решение будет «оптимальным» только в пределах принятых допущений о факторах, которые не зависят от проектировщика и вместе с тем это решение определяют. Во всех случаях от «оптимального» решения лучше отказаться и принять какое-то компромиссное, гарантирующее от просчетов в условиях неопределенной исходной обстановки.

Проверка решения на устойчивость может быть выполнена либо путем аналитического исследования математических моделей, либо многократным повторением расчетов на ПЭВМ при систематическом изменении характеристик

внешних условий. Эти операции достаточно трудоемки, поэтому имеется тенденция избегать их, хотя она может привести к возникновению в будущем нежелательных последствий, для устранения которых потребуются крупные капиталовложения.

Дополнительно к этому каждый возможный вариант проектного решения должен быть оценен с точки зрения производственных возможностей — реальности практической реализации, т.е. должны быть четко определены пути и средства технического воплощения принципов (другими словами, должны быть найдены ответы на вопрос «Как реализовать этот вариант?», а не на вопрос «Как он будет работать?»).

Если система, занявшая наивысшее место по критерию, может быть признана достаточно хорошей, то весь процесс заканчивается. Если систему оценивают как недостаточно хорошую, то надо либо синтезировать лучшие системы, либо «примирять» первоначальные цели. Функция, названная «примирение целей», состоит в приведении в соответствие целей для идеальной системы с условиями задачи. Действительные показатели, выведенные из анализа, служат основанием для суждения о том, какие цели «примирять». «Непримиримость» целей идеальной системы требует либо оставить проект, либо разработать новые варианты. Если же «примирение» возможно, то процессы синтеза, анализа и сравнения повторяют.

Существуют следующие варианты таких «примирений»:

1) некоторые цели могут быть исключены как нереальные;

2) перечень первоначальных целей может быть дополнен новыми целями; анализ может указать эти новые цели (например, более частные цели, относящиеся к подсистемам), которых не было в первоначальном множестве;

3) «примирение» может быть осуществлено с помощью компромисса. В этом случае функция «примирения» разрешает конфликты между целями, оказавшимися при анализе несовместимыми (например, в случае, когда система не может иметь одновременно высокое качество и низкую стоимость).

В заключение необходимо отметить, что никакое проектное решение, выработанное на основании формальных методов сравнения вариантов, не может быть признано окончательным — «абсолютной» истиной.

Принятие окончательного решения остается прерогативой человека, который делает свой выбор не только на основании результатов технико-экономического анализа или другого метода, но и исходя из дополнительных соображений, основанных на большем объеме информации.

Десятый этап — разработка и реализация проекта. Данный этап наступает при принятии решения о разработке проекта и затем о его реализации. Несмотря на то что этот этап непосредственно не связан с принятием решения (особенно при проектировании), только он дает информацию для оценки эффективности принятого решения и служит основой для выработки следующих решений. Наиболее рельефно эта связь проявляется в течение реализации проекта, т.е. в период строительства и эксплуатации карьера.

2.1.4. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ СИСТЕМОТЕХНИЧЕСКИХ РАБОТ

Планирование. Решение задачи проектирования любого объекта (системы) не заканчивается выбором наилучшего варианта. Для того чтобы получить от решения реальную отдачу, необходимо составить план действия и следить за его

реализацией. Эта функция по своей структуре аналогична самому процессу решения задачи.

План есть намеченный образ действий. Исходя из этого, под планированием будем понимать установление того, что надо сделать.

Известно множество способов классификации планов и их назначения.

С одной стороны, по характеру использования планы можно разделить на разовые и постоянные. С помощью *разовых планов* устанавливают образ действия для определенных частных ситуаций. Их рассчитывают на период до достижения целей. *Постоянные планы* разрабатывают для планирования действий в повторяющихся ситуациях. Разработанные однажды, они могут многократно применяться с небольшими изменениями или даже без них. Может быть выделено и любое число промежуточных планов подобного типа.

С другой стороны, взяв за основу относительную длительность периодов, охватываемую планированием, планы можно подразделить на краткосрочные и долгосрочные. Как правило, *краткосрочные планы* имеют жесткие цели, что и обусловливает выбор более определенных путей их достижения. *Долгосрочные планы* имеют более гибкие цели, поэтому они менее определенны в выборе путей их достижения.

Описанные ранее классы планов могут быть объединены в следующие основные виды:

- долгосрочные разовые планы;
- долгосрочные постоянные планы;
- краткосрочные разовые планы;
- краткосрочные постоянные планы.

Можно предположить, что если планирование вообще возможно при выборе и разработке систем, то единственным видом планов могут быть только разовые планы, так как систему (карьер) создают только один раз. Но в действительности унифицировать и повысить эффективность выполнения повторяющихся операций можно только с помощью постоянных планов.

Системотехникой предусматривается составление нескольких видов разовых планов, различающихся широтой и степенью детализации: план общей программы, планы отдельных операций, планы специальных программ.

План общей программы может начинаться с постановки масштабной и долгосрочной цели, достижение которой потребует решения ряда принципиальных вопросов. Часто при разработке такой программы становится очевидным, что отдельные ее части не взаимосвязаны и могут планироваться и осуществляться как самостоятельные проекты. *Планы отдельных операций* определяют конкретные мероприятия, проведение которых необходимо для выполнения общей задачи. *Планы специальных программ* предназначены для какого-либо конкретного аспекта процесса создания системы.

Если бы требовалось готовить для каждого проекта разовые планы, совершенно новые во всех деталях, то затраты времени на планирование существенно превосходили бы выгоды от него. Выход из положения заключается в применении широкого набора постоянных планов: проекта производства взрывных работ, различных календарных планов разработки уступов, отсыпки отвалов и т.д.

Обычно планы согласуют между собой и обобщают в единое целое, после этого сводный план становится иерархически упорядоченным.

План общей программы разбивают на определенные этапы, каждый из которых может быть самостоятельным проектом или специальной программой, про-

екты, в свою очередь, подразделяют на части, а те — на отдельные операции вплоть до конкретных действий каждого работника. Таким образом, не вполне четкая идея новой системы трансформируется посредством планирования во все более точные задачи вплоть до разработки спецификаций для каждой части и составления календарного плана действий.

События не обязательно следуют этому порядку по следующим причинам.

Во-первых, если одна из задач проекта имеет существенно более важное значение по сравнению с другими задачами, может возникнуть необходимость планирования ее в самом начале, а затем состыковки с этим планом плана более высокого порядка.

Во-вторых, условия для формирования широких целей и программ могут быть такими, при которых невозможно составление плана программы до получения хотя бы предварительных результатов частных проектов. Другими словами, планы общих программ должны формулироваться частично и затем дополняться по мере поступления результатов.

В-третьих, хотя планы и выступают в иерархиях, планирование может и должно осуществляться в двух направлениях: сверху вниз и снизу вверх, т.е. подготовка планов на более низком уровне не должна сдерживаться процессом выработки планов на более высоком уровне.

Среди важнейших преимуществ планирования можно отметить следующие.

Планирование способствует разработке различных целей и помогает отбраковывать слабые технические решения еще до начала реализации планов. Оно помогает проведению организованного и целенаправленного действия. Отсутствие плана приводит к тому, что упор делают на ближайшие задачи, и как результат этого — недовыполнение или невыполнение работ на других участках. Представление планов в виде документов позволяет осуществлять контроль и взаимную проверку соответствия друг другу отдельных частей и их направленности единой цели.

С помощью планирования можно предвидеть трудности и предотвращать задержки, а также избегать несвоевременного выполнения действий и исключать необязательные действия. Оно дает логическую основу для координации и контроля как при выборе, так и при разработке систем. План для новой системы фактически является уставом будущего планирования и разработки. Благодаря тому, что в такой план вносят данные об ожидаемых результатах, его могут применять для оценки состояния дел. Постоянные планы еще проще можно использовать для такого контроля, так как они помогают унифицировать повторяющиеся действия. План выступает в качестве главного инструмента синхронного действия.

Планирование помогает выполнению организационно-управленческих функций, является прекрасным инструментом связи между различными административными подразделениями, позволяет осуществлять эффективный контроль над большим объемом операций.

Приведя этот перечень преимуществ планирования, отметим, что применение концепции планирования имеет вполне определенные ограничения. Существо вопроса заключается не в том, надо ли вообще планировать, когда очевидно, что большинство целенаправленных действий осуществляют по меньшей мере по местным планам. Основные проблемы возникают при поиске ответов на вопросы: на какой срок, с какой широтой и с какими подробностями следует составлять планы.

В границах планирования можно предусматривать проведение тех или иных мероприятий, направленных на максимизацию выгод планирования, но очень важно представлять, каковы эти границы.

Планирование требует времени. Безусловно, оно повышает точность и результативность решений, но, задерживая действие, порой делает подобные расчеты невозможными, так как часто быстрота действия становится важнее других выгод.

Планирование сопряжено с затратами времени, средств, труда квалифицированных специалистов и др. Издержки планирования и ценность планов часто трудно оценить, особенно когда планы подготавливают и выполняют одни и те же лица. Разовые планы тем менее полезны, чем на большие сроки они рассчитаны и чем больше они детализированы. Однако это обобщение не вполне справедливо при планировании внедрения новой технологии и создании уникальных объектов, к которым относят и карьеры. Разработка постоянных планов может предусматривать более крупные затраты. Решение о степени детализации планов зависит от сравнения дополнительной ценности более детального планирования с дополнительными на это затратами.

Разработка и применение планов могут привести к потере гибкости. Это связано с тем, что планирование — тяжелая работа, возникает естественное противодействие разработчиков плана вносить в него изменения, когда в нем обнаруживают недостатки. Лица, ответственные за планирование, не любят «терять лицо», когда приходится менять решение. Зафиксировав в плане цели, идеи и оценки, трудно перейти к новому взгляду на вещи.

Выполнение планов требует заблаговременного проведения определенных организационных мероприятий, связанных с ресурсным обеспечением, привлечением рабочей силы, приобретением оборудования и т.д. Если план подлежит пересмотру, то подразделение или отдельный специалист с детально разработанным документом может оказаться в худшем положении, чем тот, кто не утруждал себя тщательным планированием. Популярная стратегия состоит в том, чтобы иметь план, но откладывать мероприятия до тех пор, пока они не будут действительно необходимы.

Постоянные планы подвергаются более сильной критике за жесткость, чем разовые. В форме стандартных методов и стандартных процедур планы при их многократном применении становятся привычными и могут блокировать воображение.

Точность планирования неразрывно связана с точностью и надежностью прогнозов будущих условий, в которых будет разворачиваться действие. Правильность прогнозирования зависит от наличия достаточных теоретических или эмпирических знаний о всех переменных, которые влияют на прогноз. Это справедливо, например, для материально-технического снабжения, изменения потребности и цены на добываемые полезные ископаемые и т.п. В этих случаях надежность предсказания может быть не очень высокой и в начальный момент быстро снижается по мере увеличения периода прогнозирования. Для обеспечения достаточной надежности прогноза в системотехнике используют ряд приемов. Например, если ценность достижения цели достаточно высока, то планируют и разрабатывают параллельно несколько альтернативных систем; затем, когда выясняют непредсказуемые условия, до конца доводят лишь наилучший вариант. Этот прием более целесообразен в долгосрочном планировании. Он может применяться и в практике проектирования карьеров, но параллельную

реализацию проектов можно осуществлять только до момента времени и соответствующего ему положения работ, когда еще возможен переход на другой проект.

Недостаток повторяющихся задач ограничивает разработку и применение краткосрочных и долгосрочных постоянных планов. Уникальный характер задач проектирования карьеров затрудняет выработку методов и теорий, которые можно было бы применять в различных случаях.

Проблемы планирования решают разными способами. Основное — ограничить излишнюю детализацию планов и сохранить таким образом достаточный простор для инициативы.

Исследование потребностей. Это процесс определения абсолютной ценности потребности, ее ценности по сравнению с другими потребностями и на основе этого желательных качеств системы.

Исследование окружения и исследование потребностей тесно связаны между собой и, несмотря на то, что порой трудно дифференцировать некоторые работы по этим категориям, имеется принципиальное различие между ними.

Широкий аналитический подход, лежащий в основе исследования окружения, отличается от схемы действий процесса исследования потребностей.

Исследование окружения опирается на глубокий всесторонний анализ обширных областей науки, техники, технологии, а исследование потребностей ограничивается выявлением того, что нужно или желательно.

Конечная цель того и другого подходов — удовлетворение потребностей, но один из них направлен на поиск новых средств, а другой «отталкивается» от потребностей.

Принятию решения об удовлетворении отдельной потребности (например, потребности в определенном полезном ископаемом) должно предшествовать специальное и подробное исследовательское планирование. При планировании общей программы исследования потребностей для достижения принятой основной цели проекта могут планироваться работы по выявлению дополнительных частных потребностей и возможных путей их удовлетворения. В этом случае при проектировании возникает необходимость рассмотреть возможность расширения функции проектируемого карьера, улучшение его технических характеристик или повышение экономической эффективности разработки месторождения.

Расширить функцию — значит предусмотреть, чтобы система делала больше и лучше, чем предполагалось первоначальным проектом, или чтобы она дополнительно исполняла функции, которые она никогда до этого не исполняла. Так, карьер может быть реконструирован для повышения производительности или добычи попутных полезных ископаемых и поставки их новым потребителям.

Улучшить технические характеристики системы — значит сделать ее более долговечной, более надежной, удовлетворяющей более высоким требованиям, повысить ее жизнеспособность и безопасность. Так, переход к новым технологическим схемам всегда должен сопровождаться улучшением показателей работы карьера: повышением качества выпускаемой продукции, углублением степени переработки добываемого сырья, вовлечением в использование попутно извлекаемых пород, увеличением надежности поставок ископаемых, снижением энергоемкости работ и т.д.

Требование *повышения экономической эффективности разработки месторождения* не требует дополнительных пояснений. Работу в этом направлении сле-

дует вести постоянно в ходе проектирования, преследуя цель уменьшения расходов.

Выявление потребности логически входит в постановку задачи и, следовательно, в выбор систем. То, что потребность может быть жестко задана планами и различного рода ограничениями, и то, что определение потребности в известной мере выходит за рамки собственно проектирования карьера, в принципе не меняет существа дела.

Очевидно, что по мере проектирования объекта потребность становится более ясной, порой обнаруживаются дополнительные потребности, и это приводит к изменению планов и фактически целей разработки проекта.

Иногда некоторые новые потребности возникают уже в процессе эксплуатации карьера. В одних случаях они связаны с внедрением новых технологий, требующих изменения качественных показателей добываемых полезных ископаемых, в других — с вводом в строй предприятий отраслей промышленности, нуждающихся в новых видах полезных ископаемых, которые имеются на данном месторождении и могут быть добыты действующим карьером при соответствующем изменении технологии добычи.

Вопросы для исследования потребностей. Исследование потребностей в определенном смысле выходит за рамки проектирования карьера, так как порой считается, что потребность на полезные ископаемые существует постоянно.

Действительно, если имеется определенное число потребителей, деятельность которых основана на использовании определенных полезных ископаемых, и существует ряд горных предприятий, работающих на удовлетворение их потребности, то проблема исследования потребностей как бы теряет актуальность. Однако с учетом того, что для горной промышленности с ее огромными объемами поставок сырья актуальна задача не просто интегрально удовлетворить потребность, а обеспечить сырьем потребителей с минимальными транспортными и другими издержками, исследование потребностей приобретает несколько иную практическую окраску. Таким образом, вновь возникшую дополнительную потребность необходимо рассматривать во взаимосвязи с действующими поставщиками и потребителями сырья с учетом их взаимного размещения на территории.

Задача исследования потребностей в более полном, общем смысле имеет место в тех редких случаях, когда возникает потребность в принципиально новых материалах и для ее удовлетворения должна быть сформирована система добывающих предприятий. Во всех случаях нужно анализировать все совокупное окружение. Основная цель при этом будет заключаться в том, чтобы использовать или изменить состояние окружения таким образом, чтобы повысить эффективность работы системы. Карьер как горнодобывающее предприятие может в период эксплуатации попасть в затруднительное положение из-за недоучета в процессе проектирования некоторых факторов. Такие ситуации преимущественно связаны с возникновением вопросов, которые ранее не существовали.

Для того чтобы свести к минимуму возможность появления дополнительных запросов в сфере потребления, оказать помощь в поисках и оценке новых возможностей, повысить уверенность, что большинство проблем будет обнаружено, сформулированы специальные вопросы. Они подразделены на следующие группы:

1) общие цели, относящиеся к потребности;

2) ресурсы и ограничения;

3) характеристика потребителей;

4) взаимодействие с другими предприятиями;

5) предпочтения потребителей;

6) требования к качеству, вытекающие из исследования потребностей.

Вопросы первой группы (*общие цели, относящиеся к потребности*) ориентированы на выработку рекомендаций по добыче широко распространенных или новых видов сырья, в которых в любом случае имеется определенная потребность. Они помогают наметить пути максимально возможного, комплексного использования всех полезных ископаемых данного месторождения, эффективного применения оборудования.

Ниже приведен примерный перечень вопросов, относящихся к этой группе.

1. Ориентировано ли предложение о разработке данного месторождения на удовлетворение новой потребности и какова динамика роста и удовлетворения потребностей в полезных ископаемых, для добычи которых проектируют карьер?

2. Ставится ли цель удовлетворить посредством строительства нового карьера существующую потребность более эффективно, например с меньшей стоимостью или с лучшим качеством?

3. Возможна ли добыча и экономически рациональное использование всех полезных ископаемых месторождения?

4. Требует ли организация попутной добычи сопутствующих полезных ископаемых изменения технологий горных работ в карьере или переработки полезного ископаемого, создания новых линий или технологических процессов переработки?

5. Необходимы ли для разработки данного месторождения какое-либо новое оборудование, устройства, элементы новой технологии, новые принципы разработки?

Вопросы второй группы (*ресурсы и ограничения*) позволяют более точно взвесить возможности реализации проекта, исходя из ресурсов и ограничений. Всякий дефицит означает сокращение диапазона возможностей. Каждую возможность оценивают реальностью ее реализации. Возможности, прошедшие это испытание, должны быть более тщательно проанализированы на их соответствие новым потребностям, которые обусловливаются колебаниями объемов вскрышных и добычных работ, вызываемыми изменениями горно-геологических условий месторождения, текущей и перспективной потребностью в добываемых на данном месторождении полезных ископаемых, динамикой экономических показателей карьера в пределах как горного предприятия, так и в сфере его взаимодействия с другими системами (изменение оплаты труда, цен на сырье, энергоносители, оборудование, материалы и т.д.).

Приведем некоторые характерные вопросы этой группы.

1. Встретит ли проект поддержку со стороны заказчика, инвесторов, органов, влияющих на выделение материальных и финансовых ресурсов, и органов, координирующих добычу полезных ископаемых из недр?

2. Могут ли быть использованы в проекте известная технология разработки и серийное, широко распространенное и поэтому легкодоступное оборудование?

Вопросы, относящиеся к сфере капитальных вложений:

1. Каков размер капитальных вложений и каковы источники их финансирования?

2. Как будут распределяться затраты на горно-капитальные работы, приобретение оборудования и материалов, строительство зданий и сооружений производственного назначения, в жилищно-бытовой сфере, на сооружение линий электропередач, транспортных коммуникаций, объектов связи и по другим статьям?

Вопросы, относящиеся к производственной сфере:

1. Возможно ли получить необходимое оборудование, материалы, электроэнергию?

2. Имеются ли ресурсы рабочей силы?

3. Каков резерв времени?

4. Можно ли быстро осуществить концентрацию материальных и финансовых ресурсов, для того чтобы в минимально возможные по горным условиям сроки начать устойчивую и ритмичную добычу полезного ископаемого?

5. Существует ли возможность осуществить замену оборудования, предусмотренного проектом, при непредвиденных обстоятельствах?

6. Потребуется ли сооружение дополнительных транспортных, энергетических и других коммуникаций для добычи и доставки добываемых карьером полезных ископаемых потребителям?

Вопросы третьей группы (*характеристика потребителей*) ориентированы на конкретную сферу потребления полезных ископаемых, для добычи которых проектируется карьер.

Вопросы этой группы следующие:

1. Какие потребители (предприятия), отрасли промышленности будут применять продукцию данного карьера?

2. Сколько будет основных потребителей?

3. Каковы характеристика и протяженность транспортных коммуникаций до каждого основного потребителя?

4. Каковы условия ритмичности поставок отдельным потребителям или группам потребителей со сходными требованиями?

5. Каковы перспективы роста потребности в добываемых карьером полезных ископаемых по объемам, времени и каковы возможности их удовлетворения по горно-геологическим условиям?

6. С поставками каким потребителям следует согласовывать развитие горных работ в карьере, для того чтобы добиться максимальной экономической эффективности разработки?

7. Существуют ли в сфере потребления таких же, как на данном месторождении, полезных ископаемых какие-либо важные тенденции увеличения-уменьшения стоимости, потребности и повышения требований к качеству?

Вопросы четвертой группы (*взаимодействие с другими предприятиями*) могут быть отнесены к характеристике потребителей. Однако вследствие определенной специфичности этих факторов они перечислены отдельно.

1. Могут ли иметь полезные ископаемые, которые будут добывать на проектируемом карьере, равноценную (по стоимости, качеству, ритмичности и длительности периода поставок и т.д.) замену продукцией других предприятий в пределах принятого способа применения или при использовании других способов (замена угля одних марок на другие или на газ для получения электроэнергии и т.п.)?

2. Какие факторы участвуют в сопоставлении добываемых полезных ископаемых (цена, качество, ритмичность поставок, близость потребителей или другие свойства и характеристики)?

3. Каковы стратегия и тактика предприятий, производящих аналогичные продукты (полезные ископаемые или их заменители), и каковы их возможности?

4. Как быстро может быть освоен выпуск аналогичных продуктов и может ли это создать угрозу ощутимой «ненужности» полезных ископаемых данного месторождения?

5. Может ли продукция данного предприятия конкурировать с аналогичной продукцией других предприятий благодаря более низкой себестоимости добытого полезного ископаемого, меньшим транспортным издержкам, лучшему качеству и более полному удовлетворению требований потребителей?

Ответы на приведенные группы вопросов более четко выявляют степень потребности в полезных ископаемых проектируемого карьера, позволяют определить, имеются ли препятствия, вызванные недостаточностью ресурсов, и существует ли устойчивый спрос на продукцию проектируемого карьера при поставках ее по ценам, при которых осуществляется эффективная с экономической точки зрения разработка месторождения. Было бы неправильным стремиться получить подробные ответы на первых стадиях проектных проработок. Главное назначение вопросов — сузить диапазон вариантов, поэтому глубина анализа должна быть такой, чтобы достичь этой цели.

Особенно удобно пользоваться приведенными группами вопросов в том случае, когда необходимо сделать выбор из возможных вариантов строительства карьеров на месторождениях аналогичных полезных ископаемых. Однако они могут быть полезны и в других случаях. Рекомендуется неоднократно возвращаться к этим вопросам в ходе разработки. Первое рассмотрение — лишь предварительный обзор, окончательное должно быть глубоким, подробным, и его надо проводить лишь перед реализацией проекта.

Вопросы следующих двух групп относятся непосредственно к полезным ископаемым, которые будут добывать на проектируемом карьере. Эти вопросы в определенной степени определяют технологические схемы добычи и переработки, хотя некоторые из них мало что дают с точки зрения выявления требований к технологическим решениям. Характеристики качества поставляемой продукции и допустимые диапазоны их отклонений нужно устанавливать на основе анализа требований потребителей или их групп.

Проблема выбора потребителей (предпочтение потребителей) включает в себя следующие вопросы:

1. Каковы варианты использования полезных ископаемых данного месторождения? Зависят ли они от потребителей?

2. Каковы требования к режиму поставок полезных ископаемых?

3. В течение какого времени и в каком количестве будет сохраняться потребность у каждого предприятия-потребителя?

4. Какое относительное значение придают потребители различным параметрам качества: постоянству состава по нескольким компонентам, по одному (главному) компоненту; гранулометрическому составу; наличию дополнительных примесей; содержанию влаги; ритмичности поставок и др.?

5. Какие требования, влияющие на выбор технологических процессов добычи и переработки, выдвигают потребители?

6. Каким основным требованиям потребителей должна соответствовать технология разработки месторождения и переработки полезных ископаемых?

Требования к качеству, вытекающие из исследования потребностей, могут быть выявлены следующими вопросами:

1. Какие дополнительные требования к качеству продукции (за пределами стандартов) выдвигают потребители?

2. Как согласуются показатели качества добываемых полезных ископаемых с требованиями потребителей?

3. Соответствуют ли показатели качества добываемых полезных ископаемых действующим стандартам или необходимы новые технические условия на качество добываемого сырья?

4. Каков полный перечень входов и выходов от потребителей и к потребителям и каково полное техническое описание каждого входа и выхода?

5. Существует ли какое-либо предпочтение в отношении поставок необходимых потребителю полезных ископаемых с других карьеров?

6. Какой надо проектировать карьер: для определенного потребителя или выпускающий продукцию в соответствии с действующими стандартами без расчета на конкретное предприятие (группу предприятий)?

7. Какие дополнительные условия выдвигают потребители в отношении сохранения (изменения) качества, ритмичности поставок, возможности постоянного, единовременного, периодического увеличения или прекращения поставок всех или отдельных полезных ископаемых?

Приведенные группы вопросов, несмотря на кажущуюся обширность, неполны. Так, отсутствуют вопросы о коммуникациях, по которым полезные ископаемые доставляют потребителям. Вместе с тем большинство вопросов может задать специалист, имеющий определенный опыт проектирования. Таким образом, прежде чем проектировать карьер, необходимо определить, нужен ли он. Только фактические данные могут быть основанием для ответа на этот вопрос.

Исследование окружения. Это процесс сбора и анализа информации, проводимый с целью получения полного представления о всех доступных для применения научных разработках, идеях, методах, процессах, технологиях, оборудовании, материалах и затем нахождения потребностей, которые могут быть удовлетворены при их использовании. Оно имеет важное значение в проектировании, поскольку окружением определяются потребность в новых системах, основные требования к ним и все виды ограничений. Окружение является источником информации при проектировании, создании и эксплуатации объекта. В зависимости от окружения формируют аргументы для принятия всех видов решений и определяют качество выбора на основании оценки системы в ее окружении.

Исследование окружения преследует цель понять и описать окружение, прогнозировать его ближайшее будущее. Однако целенаправленное проведение этой работы практически невозможно до тех пор, пока не будут установлены критерии, определяющие, какие характеристики окружения существенны. Будем считать, что критериями существенности служат выявленные нашими исследованиями потребности. Хорошее понимание того, что нужно, помогает представить факторы окружения и классифицировать их в порядке важности. Такая классификация позволяет сосредоточить внимание на важнейших факторах, оставляя менее важные факторы до более поздней стадии исследования. Даже после существенного сужения области факторов окружения, отнесенных к

данному множеству потребностей, область важнейших факторов может оказаться обширной. В то же время пропуск ряда факторов может сделать исследование неэффективным.

Рассмотрим более подробно влияние некоторых факторов окружения на проектирование и покажем, как они определяют функциональные и физические требования к системам. При проведении системотехнических работ считается целесообразным делить окружение на три основные группы: физическое и техническое, коммерческое и экономическое, социальное.

Данное деление достаточно условно, и могут существовать различные мнения относительно правомерности отнесения отдельных факторов окружения к названным группам.

К *физическому* и *техническому окружению* обычно относят следующие факторы:

- существующие системы;
- принятые технические стандарты;
- состояние технологии;
- природное окружение;
- переходные факторы;
- настоящие и будущие разработки;
- внешние технические факторы.

К *экономическому* и *коммерческому окружению* относят:

- тенденции развития;
- общегосударственные факторы;
- структуру цен и тенденции их изменения по всей номенклатуре добываемых полезных ископаемых, применяемых в проекте машинах, материалах, изделиях и т.д.;
- экономические условия для новых проектов.

К *социальному окружению* относят индивидуальные человеческие факторы.

Перечень может быть дополнен, но и приведенный показывает ширину диапазона факторов окружения, которые необходимо учитывать при проектировании. Очевидно также, что влияние отдельных факторов на принимаемые решения различно, их значимость зависит от той или иной потребности, которую стремятся удовлетворить. Следовательно, в процессе исследования окружения надо решить, какие факторы являются главными, какие — второстепенными. Рекомендаций, как это сделать, не существует. Положительную роль при этом может сыграть обобщение большого числа прошлых проработок с выделением факторов, которые были главными чаще всего.

Физическое и техническое окружение. Знание существующих систем, в том числе системы, новым элементом которой будет проектируемый карьер, необходимо по многим причинам. Прежде всего любой новый карьер должен работать параллельно с уже действующими предприятиями, вливаясь в существующую систему; в отдельных случаях проектируемый карьер может стать началом новой системы. Здесь также требуется определить, с какими существующими системами должна быть совместима новая (модернизированная, расширенная) система, и установить принципы согласованного взаимодействия. Знание существующих систем и особенно карьеров весьма полезно в предположении, что по

ним может быть составлено представление об уровне технологии, а также выделены прогрессивные решения, по которым можно делать экстраполяции на будущее. Дополнительно к этому текущие изыскания (важная фаза выбора) специально должны посвящаться существующим системам и их элементам; повышению мощности действующих карьеров, вовлечению в использование попутно извлекаемых полезных ископаемых; исправлению и модернизации технологических схем, приспособлению к новым требованиям.

Наряду с этим непременно необходимо знать известные технологии, технологические процессы, оборудование, области их применения и возможность использования для наиболее эффективного достижения целей проекта. Применение определенных типов и моделей оборудования требует прорабатывать в проекте не только сам процесс монтажа, но и сооружение необходимых для этого монтажных площадок, включая их техническое оснащение, первоначальных горных выработок, поворотных пунктов, а также соблюдение ряда ограничений — величины уклонов, радиусов поворотов и т.п.

Сюда же следует отнести проведение в процессе горно-капитальных работ, первоначальных горных выработок, создание комплекса взаимодействующих технологических подсистем по подготовке горных пород к выемке, погрузке, транспортированию, складированию, использованию или отвалообразованию. Проектированию такого комплекса, особенно когда его стоимость, а следовательно, и объем значительны, должно быть уделено соответствующее внимание.

Кроме того, в проекте необходимо учитывать способы эксплуатации и ремонта, которые можно рассматривать с двух точек зрения. С одной стороны, это способы эксплуатации и ремонта оборудования и технических систем, с другой — технологические принципы разработки, обеспечивающие планомерную, экономически эффективную, безопасную, комплексную, экологически наименее вредную разработку месторождений и поддержание в рабочем состоянии самого карьера.

Таким образом, в процессе проектирования необходимо обеспечить удовлетворение этих требований как каждой системой (подсистемой) в отдельности, так и их совокупностью в целом. В одних случаях для новых карьеров потребуются новые способы эксплуатации, в других случаях для новых способов эксплуатации необходимо другое технологическое решение, включая применение оборудования иного типа.

Принятые технические стандарты. Под стандартом в широком смысле слова понимают образец, эталон, модель, принимаемые за исходные при сопоставлении с ними других объектов. Стандарты чаще всего выражаются в письменном или графическом виде, но могут быть также предметами и моделями, поэтому под стандартом также понимают нормативно-методический документ, устанавливающий комплекс норм, правил к объекту стандартизации.

При проектировании карьеров необходимо следовать Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Этим документом определяются все принципиально важные параметры технологических процессов, применяемых при открытой разработке месторождений. Никакие отступления от этого документа недопустимы.

Затем устанавливают стандарты, которым должна удовлетворять продукция данного карьера независимо от особенностей горно-геологических условий или принимаемых технических решений. Напротив, технические решения должны

обеспечить выполнение сформулированных требований. Качественные характеристики добываемых полезных ископаемых должны быть согласованы не только с потребителем полезного ископаемого, но и со всеми заинтересованными сторонами, участвующими в разработке и эксплуатации карьера. Действительно, дополнительные требования, например, к крупности, влажности и другим характеристикам полезного ископаемого могут быть предъявлены транспортными организациями, осуществляющими транспортирование горной массы от карьера до потребителя.

Необходимо подчеркнуть, что на одни критерии качества имеются утвержденные стандарты и их следует неукоснительно соблюдать, но другие показатели определяют и устанавливают в процессе проектирования в соответствии с требованиями потребителя.

Отметим также, что технические стандарты могут использоваться в качестве постоянных планов, которые фактически являются записями успешных решений повторяющихся задач. Поэтому при проектировании нового карьера такие решения в случае соответствия их горно-геологическим условиям могут быть использованы в качестве рабочей гипотезы.

Состояние технологии. Приступая к проектированию карьера, необходимо критически оценить состояние технологии. При этом приходится вновь возвращаться к решению определенных действительно трудных вопросов. Прежде всего требуется четко ответить на основной вопрос: имеются ли необходимые средства и инженерные решения, позволяющие осуществить открытую разработку данного месторождения, или нужны новые средства и новые решения? А также требуется ли какое-либо фундаментальное изобретение для обеспечения более полного и комплексного использования извлекаемых полезных ископаемых?

Уже в процессе проектирования необходимо по возможности широко охватить круг подобных вопросов и представить себе возможные пути их решения. Вопросы технической осуществимости разработки конкретного месторождения могут быть определяющими, от которых зависит принятие окончательного решения.

Правильная оценка состояния технологии является непременным условием разработки хорошего проекта.

Применение устаревшей технологии и оборудования для удовлетворения новых потребностей не позволяет получить высокие технико-экономические показатели проекта. Однако слишком поспешное, недостаточно проверенное в практических условиях использование новейших способов, технологий и оборудования может привести к тому, что желаемые технико-экономические показатели не будут достигнуты. Таким образом, основная задача состоит в выборе такой технологии, которая наиболее полно отвечает совокупному окружению. Такой вывод вполне очевиден, но не дает практически реализуемого ответа на вопрос: как это сделать? Поэтому выбор технологии и организации выполнения отдельных технологических процессов и особенно выбор совокупной технологии открытой разработки данного месторождения всегда должен быть результатом тщательного исследования и всестороннего анализа.

При этом выражение «состояние технологии» не следует понимать буквально, как более или менее полное знание о существующих или проектируемых карьерах. Понятие «состояние технологии» шире, оно включает в себя окружение, начиная от исследований и применений новых принципов и явлений в смежных областях науки и техники и кончая состоянием и перспективами про-

изводства горнодобывающего оборудования, технологии переработки полезных ископаемых и т.д.

Природное окружение. Оно состоит из множества факторов, которые влияют на принимаемые при проектировании карьеров решения, определяя и ограничивая их. К числу этих факторов относят виды и запасы сырья, климат, характеристики окружающей природной среды и т.д.

Влияние этих и других факторов природного окружения на принимаемые проектные решения очевидно. Так, гидрогеологические условия района месторождения могут оказать определяющее влияние на выбор технологии и мер по предотвращению вредного воздействия проектируемого карьера на окружающую среду. Во всех случаях весьма важно представлять себе степень влияния тех или иных факторов природного окружения на технологические решения и учитывать это в процессе проектирования.

Переходные факторы. При проектировании конкретного карьера с большей или меньшей подробностью обязательно должны быть проработаны способ перехода от старого окружения к новому, или, другими словами, порядок функционирования карьера в пределах отрасли или в межотраслевом плане, а также возможные изменения в пределах самого карьера. Следовательно, необходимо учитывать все факторы, которые могут тем или иным путем препятствовать или способствовать изменению состояния окружения, вызванному введением в эксплуатацию нового карьера.

В общем виде переходные факторы можно рассматривать в задачах двух типов: пуска и постепенного (поэтапного) ввода. *Задачи пуска* связаны с введением в действие нового комплекса оборудования на конкретном карьере или с вводом в эксплуатацию карьера по добыче новых видов или сортов полезного ископаемого.

Задачи постепенного ввода возникают тогда, когда вступает в действие большое число тождественных систем, например, при последовательном введении новых комплектов оборудования на многих карьерах или при введении одной большой системы по частям — при запланированном наращивании производственной мощности карьера или последовательном вводе в эксплуатацию ряда карьеров, объединяемых в единую систему обеспечения определенной отрасли промышленного производства некоторым видом сырья. И в первом, и во втором случае цель состоит в том, чтобы введение в эксплуатацию новых систем позволяло получить ожидаемый эффект и не вызывало нежелательные последствия в физическом, экономическом или социальном окружениях.

Отметим некоторые общие особенности задач перехода, которые необходимо прорабатывать в проекте.

Во-первых, следует предусматривать определенные действия как технологического, так и организационного характера, которые обеспечивают реализацию переходов, неизбежно встречающихся при проектировании практически любого карьера. Особенно актуально это замечание для проектов реконструкции карьеров. Здесь должны быть детально проработаны изменения параметров системы разработки и организации работ, которые неизбежно сопряжены со сменой оборудования, наращиванием производительности предприятия, вовлечением в полезное использование попутно извлекаемых пород и другими возможными целями реконструкции.

Во-вторых, следует учитывать, что некоторые задачи перехода нельзя реализовать посредством резкого скачка от прежнего состояния к новому. В подобных

случаях необходимо разрабатывать план работы, когда объект или его окружение находятся частично в старом и частично в новом состоянии. Такие ситуации характерны в период смены оборудования, переноса перегрузочного пункта и т.п.

В-третьих, необходимо предвидеть и разрабатывать мероприятия по предотвращению возможных затруднений в период эксплуатации при внедрении новых технологических схем, процессов, оборудования и материалов.

Настоящие и будущие разработки. Все предприятия формируют конкретные планы развития. Эти планы должны согласовываться с программами развития региональных комплексов и смежных предприятий. Элементы таких программ неизбежно выступают в качестве факторов окружения при проектировании практически любого достаточно крупного карьера. Поэтому совершенно необходимой информацией для проектирования должны быть данные о состоянии и динамике развития системы действующих, проектируемых и строящихся предприятий аналогичного профиля, а также предприятий-смежников, выпускающих горно-технологическое и вспомогательное оборудование для карьеров, предприятий, потребляющих сырье, поставляющих материалы, электроэнергию и т.д., а также данные о рабочей силе.

Внешние технические факторы. Ранее были рассмотрены внутренние факторы окружения: существующее оборудование, способы, стандарты и технология в пределах отрасли. Аналогичные факторы, естественно, составляют и внешнее окружение. Раздельное рассмотрение внутренних и внешних факторов окружения часто помогает лучше осознать и более полно учесть в проекте карьера требования потребителей сырья, поставщиков оборудования, материалов, электроэнергии и услуг (например, транспортных), а также интересы смежных предприятий аналогичного профиля.

Особое внимание должно быть уделено строгому соблюдению различных отраслевых технических стандартов взаимодействующих предприятий и выполнению дополнительных согласованных требований.

Экономическое и коммерческое окружение. Состояние системы горных предприятий, добывающих определенные виды полезных ископаемых, и непосредственно связанных с ними отраслей промышленности можно считать особым, хотя и тесно связанным с другими, фактором окружения. При проектировании конкретного карьера *тенденции развития* этой системы обычно не разрабатывают, но их необходимо понимать для осознания места и роли проектируемого карьера в этой системе и его влияния на нее. Это помогает реально оценить значимость карьера, определить возможность получения материальных ресурсов, необходимых для реализации проекта.

Общегосударственные факторы оказывают наиболее сильное влияние на выработку решений при проектировании и в процессе эксплуатации карьера. Среди них можно выделить общеэкономические и общетехнические (включая и административные) факторы.

Общеэкономические факторы, такие как цены, порядок финансовых операций, нормы отчислений и т.п., устанавливаемые государством, самым непосредственным образом влияют на все экономическое окружение, в котором будет действовать проектируемый карьер.

Общетехнические факторы, к которым условно можно отнести государственные законы о недрах, стандарты, правила технической эксплуатации, правила безопасности, земельное законодательство, также оказывают определяющее воздействие на выработку решений и их реализацию.

Номенклатура добываемых полезных ископаемых и структура цен. Прежде чем начать проектирование карьера, нужно решить, какие полезные ископаемые обязательно должны быть извлечены и смогут ли быть полезно использованы породы вскрыши. Такие решения вырабатывают на основе геологических данных, исходя из необходимости удовлетворения имеющейся потребности в сырье, и согласовывают с соответствующими организациями. После принятия решения номенклатура добываемых полезных ископаемых, предложения по использованию пород вскрыши, условия поставки продукции, ее качество становятся важными факторами окружения.

Для того чтобы грамотно и обоснованно удовлетворять потребности, необходимо знать качественные характеристики полезных ископаемых и требования к ним различных потребителей, общую потребность в ископаемых данных видов и предполагаемую тенденцию изменения спроса, а также значение каждого добываемого вида полезного ископаемого в структуре производственной деятельности карьера; знать структуру цен и тарифов, т.е. порядок определения основных экономических показателей разработки и выполнения работ по договорам с потребителями; осознавать, что современные цены и тарифы могут изменяться в различных условиях окружения, представлять возможные причины этих изменений и прогнозировать их; помнить о неиспользуемых в прогнозируемый период времени полезных ископаемых, которые в перспективе могут найти применение.

Свойства полезных ископаемых и вскрышных пород, требования к их качеству, возможные области применения, а также структуру затрат на ведение добычных и вскрышных работ всегда следует изучать при проектировании карьера, так как они могут самым существенным образом влиять, а порой и оказывать решающее воздействие на принимаемые технические решения.

Экономические условия для новых проектов. Ключевыми вопросами, определяющими возможность разработки данного месторождения открытым способом и удовлетворения имеющейся потребности в полезном ископаемом требуемого качества, являются вопросы экономической и технической осуществимости.

В процессе исследования *экономической осуществимости* определяют экономические условия, при которых возможна разработка месторождения открытым способом. В понятие экономической осуществимости вкладывают более широкий смысл, чем при определении предельной глубины карьера, исходя из сопоставления себестоимости добытого полезного ископаемого открытым и подземным способами. Действительно, разработка месторождения может быть отложена на более длительную перспективу, например по причине непривлекательности для инвесторов больших затрат на горно-капитальные и подготовительные работы и т.д.

Социальное окружение. При его исследовании анализируют взаимодействие между существующими (предполагаемыми) системами и людьми.

Качество и эффективность функционирования современного карьера определяются не только принятой технологией разработки, техническими характеристиками применяемого оборудования, взаимодействием технологических

подсистем между собой и с внешними системами, организационной структурой, воздействием на окружающую природную среду, но и деятельностью людей. Человек неизбежно участвует в проектировании и эксплуатации карьера, и его возможности, а также характеристики условий труда и жизни оказывают существенное влияние, а порой и определяют технические решения. Следовательно, начиная уже с момента проектирования, должны быть учтены *человеческие факторы*. Их перечень достаточно обширен и неоднозначен. Выделим среди них такие, как квалификация работников, физиологические и психологические характеристики человека, жилищные условия трудящихся, развитость социально-бытовой инфраструктуры и т.д.

Можно рассматривать два аспекта влияния этих и других аналогичных факторов на принимаемые решения. Во-первых, сам проектировщик обладает их определенной совокупностью, его творческие способности влияют на выработку и принятие проектных решений. Во-вторых, при проектировании должны быть учтены как человеческие факторы, так и влияние на них конкретных условий проектируемого карьера. В качестве примера отметим, что на работу людей оказывают влияние особенности конструкции забоев, дорог и сооружений на них, географическое расположение месторождения, климатические условия труда в зависимости от времени года, удаленность от крупных населенных пунктов и центральных регионов, нарушения природных балансов по мере развития работ и т.д. Эти факторы частично учитывают в формулах и методиках расчета технологических процессов.

Во всех случаях главная цель заключается во всемерном повышении эффективности комплекса «человек — система — среда обитания», которую достигают соответствующим согласованием его звеньев.

2.2. Метод стоимостного анализа

Цель метода состоит в поиске путей снижения стоимости за счет нахождения самых дешевых способов осуществления каждой из важных функций.

Стоимостной анализ применим к любому объекту, для которого удается:

а) точно определить функцию каждого элемента;

б) установить «ценность» каждой функции путем определения затрат при различных вариантах технических решений, которые могут быть приняты для реализации этой функции;

в) рассчитать точную стоимость каждого покупного изделия в каждой технологической операции.

Сущность метода заключается в том, что на основе известных прототипов и перспективных разработок формируют предложения, совместимые с функциональными требованиями к объекту (процессу), требующие минимальных затрат на его изготовление (рис. 2.2).

План действий.

1. Установить требования к техническим характеристикам объекта и составляющим его компонентам.

2. Составить подробную калькуляцию затрат на выполнение всех технологических операций, приобретение оборудования и материалов.

3. Выполнить по каждому технологическому процессу (устройству) следующие этапы стоимостного анализа:

а) идентификацию элементов, функций, затрат и цен;

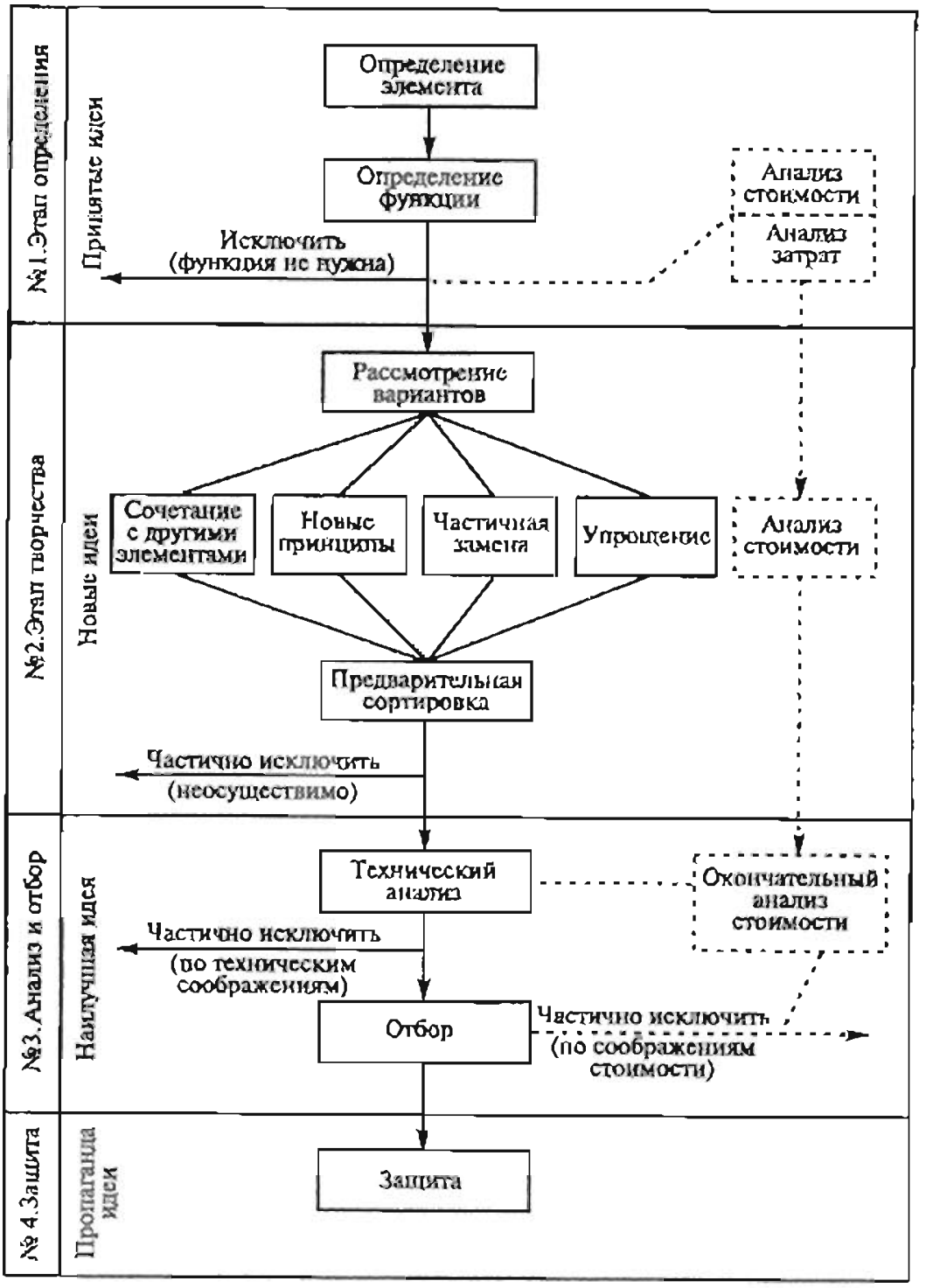


Рис. 2.2. Схема стоимостного анализа

б) поиск более дешевых вариантов;

в) отбор функционально приемлемых решений с меньшими затратами.

При установлении требований к техническим характеристикам необходимо, чтобы они начинались с изложения функции отдельного звена или технологического процесса. Например, устройство (машина) (технологическая схема — цепочка взаимодействующих устройств), предназначенное для транспортирования породы от выемочного экскаватора до отвала. Эта схема должна быть конкретизирована подробным перечислением требований к техническим характеристикам устройства или взаимодействующих устройств и ограничений,

налагаемых их конструктивными и техническими возможностями. Изложение функции должно быть сформулировано однозначно, для того чтобы ясно показать основное назначение устройства (технологической схемы).

При анализе стоимости (см. рис. 2.2, этап № 2) для составления подробной калькуляции затрат целесообразно применять стандартные формы регистрации эксплуатационных расходов и капитальных вложений. При этом важно установить такую точность и степень детализации, которая обеспечивала бы погрешность итоговой калькуляции существенно меньшую, чем предполагаемая величина снижения стоимости. Должны быть учтены и затраты на внедрение изменений — расходы на приобретение нового оборудования, реконструкцию предприятия, изменение технологических схем и др.

Процедура выполнения этапа № 3 стоимостного анализа связана с осуществлением как технических, так и экономических расчетов (см. рис. 2.2).

Приведенная схема стоимостного анализа показывает, что эта методика предполагает прежде всего определение функций, а затем широкий поиск возможных способов выполнения каждой функции. После этого оценивается один конкретный комплекс частных решений. Однако при этом с самого начала оценивается отношение достигаемой «ценности» к необходимым затратам для каждого элемента технологической цепочки. Основной принцип стоимостного анализа заключается в том, что основной акцент должен делаться не на стоимость машин, составляющих технологическую цепочку, а на стоимость выполнения функций (процессов).

Определение «ценности выполнения функции». Известен способ, посредством которого можно определить минимальные затраты на выполнение функций, соответствующих назначению того или иного устройства. Сущность этого способа состоит в том, что сначала определяют все функции устройства (технологической цепочки), а затем составляют перечень цен самых дешевых из всех известных машин (устройств), способных выполнять каждую из этих функций.

Практическое определение затрат на выполнение функций намного сложнее. Основная трудность связана с определением уровня детализации или общности при установлении функции. Кроме того, крайне сложно определить ценность «побочных» функций, таких как устойчивость технологического оборудования к неблагоприятным внешним факторам (например, продолжительным дождям, низким отрицательным температурам, слабым основаниям и т.п.).

Определение издержек. Точность определения издержек зависит в первую очередь от того, насколько достоверны данные о количестве и стоимости эксплуатационных материалов, которые необходимы для обеспечения нормальной работы конкретной машины или для проведения определенного технологического процесса. Эти данные, а также соответствующие обобщенные материалы о работе оборудования на других предприятиях в аналогичных горно-геологических условиях должны позволять с достаточной точностью определить будущую стоимость выполнения модифицируемых процессов, хотя расчет издержек производства при работе новых технологических цепочек оборудования будет менее точен.

Предлагаемые варианты технических решений проверяют на взаимоувязанность друг с другом, на правильность калькуляции и на размер экономии по сравнению с экономией, которая может быть получена при реализации альтернативных вариантов. Кроме того, изменения, затрагивающие задание на проектирование, должны быть согласованы с заказчиком проекта, финансирующими

организациями, поставщиками оборудования, потребителями продукции, энерго- и топливоснабжающими организациями, системами внешнего транспорта и др.

2.3. Метод морфологических карт

Цель метода — расширить область поиска решений проектной проблемы и добиться того, чтобы ни одно новое возможное решение этой проблемы не было упущено.

План действий.

1. Определить функции, которые предлагаемый вариант технического решения (технологической схемы, процесса и т.п.) способен выполнить.

2. Перечислить на карте широкий спектр частичных решений, т.е. альтернативных средств для осуществления каждой функции.

3. Выбрать по одному приемлемому решению для реализации каждой функции.

Морфологические карты целесообразно составлять по определенной форме (табл. 2.1).

Таблица 2.1

Морфологическая карта

Важные параметры	Промежуточные решения				
	1	2	3	4	5
А. Механизация отвальных работ	Плужное отвалообразование	Прямыми лопатами $E = 8$ м^3	Прямыми лопатами $E = 12{,}5$ м^3	Драглайнами ЭШ 10.70У	Драглайнами ЭШ 14.50У
Б. Расположение отвалов относительно контура карьера	Один отвал С-З (северо-западный)	Два отвала С-З и Ю-В (северо-западный и юго-восточный)	—	—	—
В. Путевое развитие на отвале	Кольцевая схема на С-З отвале	Тупиковая схема на С-З отвале	Кольцевая схема на Ю-В отвале	Тупиковая схема на Ю-В отвале	—
Г. Характер складирования пород	Раздельное складирование вскрышных пород и забалансовых запасов	Валовое складирование вскрышных пород и забалансовых запасов	—	—	—
Д. Расстояние транспортирования	С-З отвал для валового складирования	С-З и Ю-В отвалы для раздельного складирования	С-З двухъярусный отвал для раздельного складирования по ярусам	С-З и Ю-В отвалы для раздельного складирования по ярусам	—

Примечание. E — вместимость ковша.

При составлении морфологических карт необходимо добиваться того, чтобы выбранные функции были в различной степени независимыми и чтобы ни одна существенная функция не была упущена. В идеальном случае на карте должны быть представлены все возможные частичные решения. Такую всеобъемлющую запись легче осуществить, если в каждом горизонтальном ряду будет записано дополнительное частичное решение, обозначенное как «другие средства». В соответствующие «клетки» горизонтальных рядов должны быть занесены широко известные промежуточные (частичные) решения. Их соединение дает традиционную схему. Ее включение в карту может служить определенным подтверждением того, что функции выбраны правильно. На приведенной карте (см. табл. 2.1), если взять из каждого ряда одно частичное решение, то число возможных решений составит $5 \cdot 2 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 4 = 320$.

Естественно, составление морфологической карты само по себе не даст ответа о предпочтительности того или иного частичного решения, правилах их объединения в общее решение. Отбор следует проводить по принципу выбора решения, которое получит наибольшее число баллов по некоторым критериям с использованием методов принятия решений, приведенных в третьей главе учебника. Преимущество морфологических карт состоит в относительной простоте их составления, а сложность заключается в определении набора функций, которые были бы существенными для любого решения, независимыми друг от друга, охватывающими все аспекты проблемы, достаточно немногочисленными, для того чтобы можно было составить матрицу, допускающую быстрое изучение.

Метод морфологических карт можно достаточно успешно применять для поиска решений новых проблем, особенно при исследовании ограниченных областей поиска, но не при изучении плохо определенных и нечетко сформулированных вопросов. Он не раскрывает структуру проблемы, а лишь заставляет расширить область поиска. При решении новых проблем, когда для выбора функций нельзя опереться ни на данные исследований, ни на практический опыт, основное внимание должно быть сконцентрировано на осознании внутренней структуры задачи, выработке возможных решений и их классификации.

Аналогичная трудность возникает и при выборе частичных решений. Для того чтобы сохранить приемлемое для обозрения и анализа поле поиска, следует ориентироваться на отбор широких альтернатив, опуская незначительные вариации, так как по мере увеличения числа функций и частичных решений число комбинаций быстро возрастает (матрица 10×10 имеет 10 млрд комбинаций). Недостаток метода заключается в том, что как для выявления функций, так и для поиска приемлемых комбинаций частичных решений требуется знание структуры проблемы, которую сам метод не раскрывает.

2.4. Метод анализа взаимосвязанных областей решения

Цель метода — выявить и оценить все совместимые комбинации частичных решений проектной проблемы.

Считается, что этот метод один из наиболее эффективных и надежных методов проектирования. Его использование позволяет сократить время на вероятные повторные рассмотрения одних и тех же аспектов проектной проблемы и уменьшить вероятность пропуска совместимых комбинаций решений.

План действий.

1. Выявить возможные варианты выполнения отдельных технологических процессов (частичные решения).

2. Указать, какие варианты несовместимы друг с другом.

3. Перечислить все наборы вариантов, которые можно объединить друг с другом, не опасаясь их несовместимости.

4. При наличии единого количественного критерия для выбора вариантов (например, стоимости) из числа совместимых наборов вариантов выбрать наилучший по принятому критерию.

Пример. Выбор комплекса оборудования для открытой разработки месторождения «N».

При решении данной проектной проблемы должны быть разработаны варианты частичных решений по каждому технологическому процессу, выявлены совместимые комбинации частичных решений, позволяющие решить общую проектную проблему, и выбрана наилучшая комбинация частичных решений — оптимальное решение.

Частичные решения должны быть выработаны для следующих технологических процессов:

- подготовка вскрышных пород к выемке;
- подготовка полезного ископаемого к выемке;
- выемка и погрузка вскрышных пород;
- выемка и погрузка полезного ископаемого;
- транспортирование вскрышных пород;
- транспортирование полезного ископаемого;
- отвалообразование вскрышных пород.

В соответствии с первым пунктом плана действий возможными вариантами в каждой области решений могут быть типы и параметры оборудования.

Подготовку горных пород к выемке на месторождении «N» можно осуществлять только взрывным способом. Частичные решения формируют посредством варьирования параметров сетки скважин, типов ВВ и т.д.

Бурение скважин предполагают выполнять станками шарошечного бурения. Частичные решения определяются маркой станка.

Выемку и погрузку горной массы можно вести прямыми лопатами типа ЭКГ, гидравлическими экскаваторами типа ЭГ или фронтальными одноковшовыми погрузчиками. Частичные решения определяются типом выемочно-погрузочной машины и ее маркой (техническими характеристиками).

Транспортирование вскрышных пород можно осуществлять железнодорожным или автомобильным транспортом.

Транспортирование полезного ископаемого — автомобильным или комбинированным транспортом (автомобильный транспорт и скиповые подъемники).

Частичные решения формируются варьированием сочетаний перечисленных видов транспорта и марок (технических характеристик) машин.

Отвалообразование осуществляют плужными отвалообразователями (при применении железнодорожного транспорта), экскаваторами, бульдозерами или комбинированным способом (т.е. сочетанием перечисленных видов). Частичные решения формируют посредством варьирования сочетаний видов отвалообразования и марками отвалообразующих машин.

Таблица 2.2

Варианты частичных решений выбора комплекса оборудования

Варианты (1 — совместимые, 0 — несовместимые)	a_1a_2	b_1b_2	$P_1P_2P_3$ $P_4P_5P_6$	$T_1T_2T_3$	$T_4T_5T_6T_7$	$O_1O_2O_3$
Подготовка горных пород к выемке:						
a_1 ВВ (тип 1), сетка скважин с параметрами $d_1 \times l_1 \times c_1$		1 1	1 1 1 1 1 1	1 1 1	1 1 1 1	1 1 1
a_2 ВВ (тип 2), сетка скважин с параметрами $d_2 \times l_2 \times c_2$		1 1	0 1 0 0 1 0	1 1 1	1 1 1 1	0 1 1
Бурение скважин:						
b_1 (станок марки N_1)			1 1 1 1 1 1	1 1 1	1 1 1 1	1 1 1
b_2 (станок марки N_2)			1 1 1 1 1 1	1 1 1	1 1 1 1	1 1 1
Выемка и погрузка:						
P_1 (ЭКГ марки M_1)				1 1 1	1 1 1 1	1 1 1
P_2 (ЭКГ марки M_2)				1 0 1	0 1 0 1	1 1 1
P_3 (ЭГ марки M_3)				1 1 1	1 1 1 1	1 1 1
P_4 (ЭГ марки M_4)				1 1 1	1 1 1	1 1 1
P_5 (погрузчик марки M_5)				1 1 0	1 0 1 0	1 1 1
P_6 (погрузчик марки M_6)				1 1 0	1 0 1 0	1 1 1
Транспортирование вскрышных пород:						
T_1 (железнодорожный транспорт)						1 1 0
T_2 (автосамосвалы марки A_1)						0 0 1
T_3 (автосамосвалы марки A_2)						0 0 1
Транспортирование полезного ископаемого:						
T_4 (автосамосвалы марки A_1)						
T_5 (автосамосвалы марки A_2)						
T_6 (скипы + автосамосвалы марки A_1)						
T_7 (скипы + автосамосвалы марки A_2)						
Отвалообразование:						
O_1 (плужное)						
O_2 (экскаваторное)						
O_3 (бульдозерное)						

На втором этапе отбирают варианты, несовместимые друг с другом. Это можно сделать, используя матрицу взаимодействий. Матрица оставлена незаполненной в тех местах, которые относятся к сочетаниям в пределах областей решения (например, a_1 и a_2, лежащим на диагонали) или к идентичным сочетаниям (например, $a_1b_1 = b_1a_1$, расположенным симметрично по каждую сторону диагонали). Указанные в матрице несовместимости совершенно очевидны.

На этом этапе цель использования матрицы заключается в том, чтобы убедиться, что ни один из возможных вариантов не упущен.

На третьем этапе перечисляют все наборы вариантов, которые можно объединить друг с другом, не опасаясь их несовместимости.

В соответствии с четвертым этапом плана действий по принятому критерию определяют наилучший вариант.

Приведенный условный пример не иллюстрирует возможностей метода в отношении выявления новых решений сложных проблем путем изменения их структуры. Многие такие проблемы достаточно сложны, поэтому требуют применения ПЭВМ для перебора всех возможных сочетаний совместимых наборов решений.

2.5. Метод трансформации системы

Цель метода — нахождение способов трансформации системы с целью ликвидации присущих ей недостатков.

Трансформацию проектной ситуации гораздо проще представить, чем реализовать. Трансформация требует, как правило, крупных капиталовложений, приобретения нового, списания или передислокации имеющегося оборудования, перестройки транспортных коммуникаций, установления новых связей с потребителями продукции и т.д. Необходимо также перейти к планированию по принципу — планировать не то, что осуществимо в данный момент, а то, что станет осуществимым к моменту, когда планы начнут претворять в жизнь.

Метод можно применять в тех случаях, когда существующая система не способна обеспечить удовлетворение потребностей или когда имеются возможности реализовать новые предложения или удовлетворить дополнительные потребности (получить оборудование, изменить номенклатуру поставляемой продукции и т.п.).

План действий.

1. Выявить коренные недостатки существующей системы.

2. Установить причины этих недостатков.

3. Определить новые компоненты системы, способные ликвидировать присущие ей недостатки.

4. Определить последовательность изменений (путь трансформации или эволюционная траектория), которая позволит существующим компонентам системы эволюционировать в качественно новые.

Для примера рассмотрим трансформацию структуры транспортной схемы на карьере. На первом этапе, посвященном выявлению коренных недостатков существующей системы, могут быть названы такие факторы, как дороги, сами транспортные средства, водители, процесс погрузки (маневры до погрузки, время погрузки), структура (соотношение составляющих) рейса, процесс разгрузки и т.д.

Основной недостаток, который может иметь транспортная схема карьера, — недостаточная провозная способность. Очевидно, следует выделить ряд недостатков, связанных с основным: малая скорость движения, низкий коэффициент использования транспортных средств, слишком большое для автотранспорта расстояние транспортирования и т.д.

Этого неполного перечня проблем вполне достаточно для получения нескольких исходных точек (что и требуется на этом этапе), чтобы определить причины, препятствующие решению проблемы в настоящее время.

Установить причины недостатков в системе (второй этап плана) удобнее всего с помощью так называемого метода «зачем — отчего — почему?». Цель постановки этих вопросов заключается в том, чтобы выявить скрытые противоречия, которые, возможно, будет тем легче разрешить, чем более очевидны аспекты проблемы.

Например: почему имеется необходимость увеличить скорость движения? — Потому что от нее зависит количество перевозимой каждым автомобилем горной массы. Почему продолжительность рейса так велика? — Потому что расстояние транспортирования слишком велико.

Анализ подобных причин, которых может быть значительно больше, приводит к мысли о том, что, вычислив составляющие продолжительности рейса и предусмотрев работу автомобилей на наиболее эффективных расстояниях перевозки, можно значительно увеличить количество вывозимой по трассе горной массы вследствие изменения соотношения вместимостей ковша экскаватора и кузова автосамосвала, улучшения покрытия дорог, увеличения проезжей части дорог, устройства перегрузочного пункта и т.д.

Очевидно, можно прийти и к другим выводам, так как существует множество вариантов для субъективной формулировки каждого ответа. Квалифицированная оценка ситуации и глубокое понимание ее технологической сути позволяют избежать тривиальных вопросов и ставить только те, которые явно ведут к объяснению, имеющему необходимый уровень общности для последующего действия.

Когда для каждого из недостатков, перечисленных ранее, построен ряд или несколько рядов причин, обнаруживается, что они образуют сеть (или картину проблемы), в которой имеется один или более «порочных кругов». А задачей, решаемой при проектировании, является отыскание слабых звеньев, в которых и содержатся реальные возможности разорвать эти «порочные круги». Причины, выявленные на этом этапе, включают в себя ссылки как на компоненты системы (автомобили, дороги), так и на события, возникающие независимо от транспортной схемы (например, выход из строя транспортных средств или погрузочных машин).

Отсюда следует, что задача третьего этапа состоит в поиске или теоретическом построении взаимно согласованной системы эксплуатационных требований и компонентов системы, которая не только позволила бы ликвидировать присущие ей недостатки, но и обеспечила бы получение необходимых преимуществ в результате ликвидации этих недостатков.

Маловероятно, чтобы сразу, без проведения необходимого анализа и расчетов, можно было найти такие компоненты системы, которые уже на этапе анализа показали бы, что они не только способны ликвидировать недостатки системы, но и вполне осуществимы. Вероятнее всего некоторые из присущих системе недостатков не смогут быть ликвидированы до разработки новых компонентов

системы, не существующих в данный момент (например, на действующем карьере — до устройства перегрузочного пункта). Выработка новых эксплуатационных требований (прогнозирование и реализация необходимых изменений в технологии, например, по увеличению скорости движения фронта уступа за счет установки дополнительного числа выемочных и, естественно, транспортных машин) и соответствующих им компонентов должна быть намечена на тот период времени, для которого все компоненты практически осуществимы (создано необходимое пространство для устройства перегрузочного пункта, получено дополнительное оборудование и т.д.).

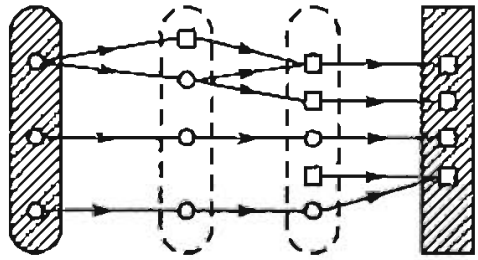


Рис. 2.3. Схема трансформации системы:

□ Новые компоненты
О Существующие компоненты

После прохождения описанных этапов плана действий может быть реализован четвертый этап — определена последовательность изменений (путь трансформации или эволюционная траектория), которая позволит существующим компонентам системы эволюционировать в качественно новые. Не рассматривая подробно этот этап, отметим, что при его реализации можно применить метод сетевого планирования.

Схема метода трансформации системы изображена на рис. 2.3.

2.6. Метод проектирования новых функций

Цель метода — создание и применение в проекте радикально новых технических решений, способных привести к расширению возможностей предприятия в сфере производства продукции и более полному удовлетворению существующих и новых потребностей.

Метод предназначен для ситуаций, в которых традиционные технические решения почти достигли пределов своего развития и для которых сфера применения изменилась в физическом, экономическом, концептуальном и социальном отношениях по сравнению с временем их разработки. Изложенное в полной мере может быть отнесено к карьерам как объектам, а также к технологическим процессам и техническим средствам их реализации.

Он направлен на формализацию поиска новой идеи, которая должна содержать в себе как элемент изобретения (практически осуществимой идеи), так и элемент нововведения (идеи не только практически осуществимой, но и позволяющей расширить круг удовлетворяемых потребностей).

План действий.

1. Выявить функции каждого конкретного элемента существующего решения.

2. Охарактеризовать основную функцию, для которой другие функции являются вспомогательными.

3. Сформулировать перечень необходимых изменений прежней основной функции, которые могут привести к улучшению данной проектной ситуации.

4. Определить и подробно описать новую основную функцию.

5. Найти альтернативные решения разделения новой основной функции на вспомогательные составляющие и закрепить каждую из них за новыми конкретными элементами.

Отметим, что с использованием данного метода могут быть решены проблемы разработки проектов карьеров, ориентированных на применение прогрессивных технических средств, процессов и технологий; перевода карьеров, добывающих одно полезное ископаемое, на комплексное использование извлекаемых горных пород; перехода на комбинированный транспорт; перехода на внутреннее отвалообразование с целью сокращения площадей, задалживаемых для размещения отвалов, улучшения экологической обстановки и т.д.

2.7. Метод поиска информации

Цель метода — отыскание опубликованной информации, полезной для будущих проектных решений, которую можно получить своевременно и без излишних затрат.

План действий.

1. Определить цели, для которых разыскивается опубликованная информация.

2. Определить источники информации, в которых может содержаться достоверная информация, пригодная для указанных целей.

3. Свести затраты на поиск информации к минимуму, предусмотрев время на задержки выдачи информации и непрерывно оценивая как выбор источников информации, так и достоверность собранных данных.

4. Создать и поддерживать точную и полную картотеку признанных полезными документов.

5. Составить и постоянно обновлять картотеку для быстрого отыскания нужной информации.

Разным типам информации присущи коренные различия в направлениях и методах поиска информации.

Не претендуя на всеобъемлемость, рассмотрим лишь некоторые особенности поиска информации для различных целей, которые в соответствии с первым этапом плана действий могут быть сформулированы следующим образом:

- ознакомиться с принципами и состоянием вопроса в области знаний, изученной ранее другими специалистами;
- получить точные данные, характерные для некоторой повторяющейся проектной ситуации;
- выбрать примеры из области, в которой информация до сих пор отрывочна и не систематизирована.

Эти цели предполагают, что информацию (второй этап) можно найти в следующих источниках:

- для первой цели — в научных журналах, монографиях, учебниках, справочниках (исключают оригинальные журнальные публикации и популярные статьи);
- для второй цели — в публикациях прикладного характера, написанных авторами, которые сталкивались ранее с аналогичными проблемами, а также в государственных, отраслевых стандартах, стандартах предприятий или технических проектах, описаниях и т.д. (исключают публикации теоретического характера);
- для третьей цели — в теоретических, технических и популярных публикациях любого типа по более широкой проблеме, чем решаемая частная задача;

особое внимание должно быть обращено на публикации, содержащие критические замечания в отношении аналогичных проектов.

Следует учитывать, что объем действительных знаний, содержащихся в любой библиотеке (в любом информационном поле), меньше, чем представляется исходя из наличия огромного числа собранных в ней информационных документов.

Многие публикации являются простым повторением или дополнением к фундаментальным открытиям и принципиально новым разработкам, которые сами по себе появляются достаточно редко. Сведения, публикуемые в большей части изданий (книги, журналы и т.п.), повторяются.

Стандартные методы поиска информации (третий этап) включают в себя:

а) обращение к энциклопедическим словарям для получения самой информации или (что более вероятно) для нахождения ссылок на солидных авторов и их публикации;

б) использование библиотечных каталогов и указателей;

в) консультации с библиографами или сотрудниками информационных служб;

г) консультации с экспертами;

д) обращение к реферативным журналам или их перечням;

е) консультации у исследователя, у которого вследствие характера своей работы уже собраны разыскиваемые публикации;

ж) просмотр периодической литературы;

з) использование сети Интернет.

На четвертом этапе можно руководствоваться следующими рекомендациями относительно контроля за продолжительностью поиска информации:

а) определить период, который может быть отведен на поиск источников информации, и наметить дату, к которой он должен быть завершен, для того чтобы собранная информация могла повлиять на проектные решения;

б) предусмотреть возможные задержки получения информации;

в) свести до минимума число источников, отобрав сначала наиболее перспективные;

г) использовать мнения экспертов (т.е. изучить обзоры книг, обзорные статьи и личные мнения специалистов), для того чтобы выявить наиболее перспективные источники информации и сократить обширные перечни документов, получаемые от библиографов, из библиографических указателей по рефератам и с помощью поисковых систем;

д) руководствоваться в качестве метода отбора (при отсутствии другого метода) репутацией автора и издания, а также качеством содержания публикации;

е) получить и ознакомиться с некоторыми материалами из каждого источника в начале поиска и определить их пригодность для решения данной проблемы.

К рекомендации пятого этапа относится создание и поддержание точной и полной картотеки признанных полезными документов. Определенная трудность, мешающая точной регистрации информационных документов, может быть связана с непониманием того, что отрывочные записи, которые кажутся понятными и полезными в данный момент, могут быть недостаточными для получения информации на более позднем этапе работы.

Из-за определенных неудобств, связанных с получением необходимой литературы, целесообразно составлять собственные библиотечки. Порой в них

включают все, что попадается под руку и, как кажется, может пригодиться в будущем.

Однако формировать библиотечки следует с учетом наличия точных целей, для которых понадобятся отобранные материалы, и возможности быстро отобрать то, что нужно. Библиотечки обычно быстро разрастаются и становятся громоздкими, поэтому в них следует оставлять материалы, имеющие непосредственное отношение к данной проблеме.

Контрольные вопросы и задания

1. Каковы сущность и цели системотехники?
2. Назовите основные понятия системотехники.
3. Назовите основные этапы системотехнических работ.
4. Какие вы знаете виды планов и как они взаимосвязаны?
5. Раскройте сущность процедуры (этапа) «исследование потребностей».
6. Раскройте сущность процедуры (этапа) «исследования окружения».
7. Какие факторы относятся к физическому и техническому окружению?
8. Какие факторы относятся к экономическому и коммерческому окружению?
9. Составьте план необходимых действий при проектировании режима горных работ, вскрытия, системы разработки, комплексной механизации и системы природоохранных мероприятий.

ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

Неотъемлемой частью проектирования является принятие решений, под которым понимают выбор наилучшего варианта достижения цели из ряда возможных. Этот выбор не может быть произвольным, он должен иметь вполне конкретные обоснования, которые в конечном итоге сводят к оценке сравниваемых вариантов по выработанным критериям.

Многие несложные решения обычно вырабатывают на основе опыта и здравого смысла. Однако при принятии сложных и масштабных решений, имеющих далеко идущие последствия, полагаться только на интуицию, опыт и здравый смысл недопустимо. В таких случаях, а их при проектировании карьеров большинство, решения должны приниматься на основе интеграции многочисленных факторов. Для выработки решений существует определенный арсенал специальных методов, позволяющих заранее исключить неподходящие варианты и оставить для сравнения наиболее целесообразные. Однако утверждать, что создана стройная теория выработки решений и могут быть даны практические рекомендации для всех или хотя бы для большинства встречающихся при проектировании карьеров случаев, нельзя.

Это происходит вследствие ряда объективных причин, сущность которых будет раскрыта в дальнейшем.

Вряд ли вызывает сомнение, что вырабатываемые решения определяются не только конкретной ситуацией, но и ранее накопленным опытом. Поэтому изучение различных проектных решений и их глубокий анализ очень важны для обоснования решений при проектировании новых объектов. Однако излишнее увлечение поиском ранее встречавшихся аналогов может породить «негибкость мышления» — ограничение творческой составляющей и сужение поля поиска принципиально новых решений.

Выработка решения не является каким-то единовременным обособленным актом. Это, как правило, многошаговый процесс, совершаемый в течение определенного времени, в котором каждый последующий шаг сужает область поиска, ограничивая как число возможных вариантов решения задачи, так и число факторов, которые следует учитывать. Это весьма трудоемкий процесс, соединяющий в себе науку и искусство. Таким образом, важно уметь приводить сложный процесс принятия решения к задаче, которую можно решить с помощью математических методов с применением ЭВМ. Это достигается, если выработку и принятие решения основывают на исходных количественных факторах, т.е. если этот процесс удается формализовать. В этом случае выработка решения базируется на количественных методах оптимизации. Процесс выработки решения проходит стадии осознания и мысленного преобразования образов, изображающих структуру задачи в целом, поисков решения и выявления нового способа структурирования задачи, позволяющего преобразовать сложную задачу в простую и разрешить конфликты. Можно выделить ряд этапов в процессе выработки решений.

Первый этап состоит в необходимости абсолютного осознания ситуации, относящейся к данной конкретной проблеме, включая окружение и вытекающие из его характеристик требования и ограничения. Кроме того, должна быть выявлена удовлетворенность или неудовлетворенность тем состоянием, в котором находятся карьер и его взаимодействие с окружением. В случае удовлетворенности существующим состоянием проблемы выработки решения просто не существует. Но следует учитывать те случаи, когда может возникнуть необходимость выработки решений, направленных на сохранение существующего удовлетворительного состояния. Выявление и осознание такой ситуации тоже входят в содержание рассматриваемого начального этапа.

На втором этапе устанавливают некоторую цель (или цели), которую желательно достичь. Это внешний этап, где в результате анализа рынка, требований потребителей, работы аналогичных карьеров, выявления недостаточной эффективности применения там технологических схем или отдельных типов оборудования, появления новых возможностей, которые связаны с конкретными горно-геологическими условиями данного месторождения, использованием нового оборудования, формируют представление о некотором качественно новом состоянии, являющемся целью. Без определения цели невозможно планировать какие-либо действия для ее достижения.

Третий этап состоит в определении всех возможных способов или путей достижения цели. Здесь очень важно обеспечить наибольшую полноту возможных решений. Целесообразнее включить для дальнейшего рассмотрения варианты, кажущиеся, на первый взгляд, непривлекательными, чем пропустить хотя бы одно действительно эффективное решение. Очевидно, что затраты, связанные с необходимостью анализа и сопоставления большого числа вариантов, не могут идти ни в какое сравнение с потерями, которые неизбежно возникнут в случае пропуска действительно наиболее эффективного решения.

Четвертый этап заключается в выборе из множества возможных решений наилучшего в смысле эффективности достижения цели при условии соблюдения некоторых правил выбора. Результатом этого этапа является единственное решение, т.е. то решение, которое рекомендуется к принятию.

Несмотря на то что три предыдущих этапа предусматривают подготовку — выработку решения, а четвертый этап является как бы центральным — ак-

том принятия решения, все они неразрывно связаны и только в совокупности представляют единый процесс. К процессу выработки и принятия решения относят и заключительный этап — реализацию принятого решения.

3.1. Критерии эффективности проектных решений

Обоснование критериев эффективности является важнейшей составной частью выработки решений, поскольку критерии по существу определяют решение. Анализ конкретной структуры системы, в которую в качестве составной части входит карьер, иерархическая подчиненность задач проектирования позволяет сформулировать принципы декомпозиции системы и входящих в нее подсистем и составить последовательность решения и оптимизации взаимосвязанных задач.

Оптимизация проектных решений должна базироваться на следующих основных положениях об оптимальности систем.

1. Система должна оптимизироваться в целом, как единый объект с заданным целевым назначением. В общем случае система, состоящая из оптимальных элементов (подсистем), не обязательно будет оптимальной. Это, однако, не означает, что оптимизация по частям вообще не имеет смысла.

2. Система должна оптимизироваться по количественно определенному и предпочтительно единственному критерию, отражающему цель оптимизации. Отсутствие такого критерия свидетельствует о сложности или невозможности его получения или о недостаточно четком представлении проблемы.

3. Оптимальность всегда относительна, условна, поскольку система оптимизируется в условиях количественно определенных ограничений на оптимизируемые параметры.

В этих условиях весьма важной проблемой является обоснование системы критериев, позволяющих для каждого рассматриваемого уровня проектных задач, для каждого элемента подсистемы выбрать такие характеристики и параметры, которые обеспечили бы высокую эффективность системы в целом. При этом необходимо руководствоваться принципом оптимальности, который гласит: если подсистемы и составляющие их объекты всех уровней оптимальны по критериям, соответствующим системам более высокого уровня, то вся система оптимальна.

Это означает, что при применении на разных этапах проектирования и для отдельных подсистем добывающе-потребляющего комплекса различных критериев оценки все они должны быть непротиворечивы, отвечая общим целям комплекса. Приведем основные правила выбора критериев с учетом особенностей связей между объектами, технологиями, процессами и их параметрами.

Правило 1. Критерии, используемые в случае оптимизации параметров, элементов и подсистем объекта с фиксированными функциональными связями, должны являться показателями качества соответствующих систем более высокого уровня.

Правило 2. При оптимизации параметров объектов, имеющих прямые функциональные связи, необходимо, чтобы эти объекты были оптимальны по критерию оценки системы, функции которой они выполняют.

Правило 3. При выборе оптимальных параметров объекта, определяющих иерархические функциональные связи, в качестве критерия следует

принимать показатель качества системы высшего уровня, ограничивающий рамки влияния этих параметров.

Под функциональными связями здесь понимают такие, которые определяют возможность выполнения системой своих функций.

Под параметрами системы понимают независимые переменные и их численные значения. Синонимом слова «параметр» является слово «аргумент». Характеристики — это переменные и их численные значения, зависящие от значений параметров. Синонимом слова «характеристика» является понятие «функция». Отметим, что в иерархических системах понятия «параметр» и «характеристика» имеют относительный характер, поскольку параметры верхнего уровня при переходе к нижнему уровню обычно превращаются в характеристики.

В общем случае **критерий эффективности представляет собой оценку качества выполнения системой своих функций**. Из определения эффективности решения как соотношения ожидаемого полезного эффекта (результата) решения и необходимых для этого ресурсов следует, что критерий эффективности, являясь мерилом этого соотношения, должен его отражать. В приведенном определении полезный эффект представляет собой не что иное, как степень достижения поставленной цели. **Ресурс** — это совокупность элементов потенциала предприятия, которую необходимо создать (либо задалживать), поддерживать и иметь, для того чтобы оно могло функционировать. В критерии непременно должны содержаться показатели полезного эффекта и затрат ресурсов. Так, обобщающее условие, заключающееся в том, что предпочтительным является решение, которое требует наименьших затрат ресурсов, нельзя рассматривать в качестве критерия эффективности, так как при этом не обусловливаются результаты, достигаемые при наименьших затратах ресурсов. Точно так же недостаточно сказать, что желательно найти решение, дающее наибольший полезный эффект. Как правило, всегда существует несколько вариантов достижения одной и той же цели, и именно с помощью принятого критерия эффективности должен быть выбран предпочтительный вариант.

В принципе существует две основные возможности представления критерия эффективности любых решений в области рациональной деятельности, в том числе и при проектировании. При одном подходе можно предусматривать достижение максимума полезного эффекта при определенной затрате ресурсов. В такой постановке принцип оптимальности выражает принцип максимизации эффекта.

При другом подходе оптимальность решения достигают путем минимизации затрат ресурсов с обязательным условием достижения заданного полезного эффекта (принцип экономии ресурсов). Неправомерно объединять эти подходы в один принцип оптимальности, ставя задачу достижения максимума полезного эффекта при минимуме затрат ресурсов. Такое требование в корне неверно, содержит в себе противоречие и не позволяет осуществить выбор решения.

Принципы максимизации эффекта и экономии ресурсов эквивалентны друг другу в том смысле, что можно выбирать любой из них. Результаты в обоих случаях должны получаться одинаковыми. Рассматриваемые принципы являются самыми общими выражениями критериев эффективности решения. При проектировании они трансформируются в конкретные критерии.

В практике понятие «критерий эффективности» может базироваться на экономических, финансовых, технических, экологических, социальных, организационных и других показателях.

Для большинства проектных задач основным критерием сравнения вариантов являются ***критерии экономической эффективности***. Это наиболее емкие критерии, которые охватывают все важнейшие положительные и отрицательные эффекты оцениваемого решения. (Подробно экономические критерии эффективности изложены в подразд. 3.1.1.)

Чисто технические параметры, например рост производительности карьера по какому-либо полезному компоненту при разработке месторождения сложного состава, повышение скорости процесса или надежности технологической схемы, могут применяться в качестве решающего критерия лишь в том случае, когда точно известно, что максимальные значения этих параметров однозначно приносят наибольший экономический эффект.

Финансовые показатели предприятия. В условиях свободного выхода предприятий на рынок капитала важное значение при проектировании приобретает анализ их финансового состояния, которое оценивается на основании системы показателей. Порядок их расчета приведен в подразд. 3.1.2.

Технические и организационные показатели производства являются более узкими по сравнению с экономическими как по универсальности, так и по диапазону охвата факторов оцениваемого варианта. Принимать их в качестве решающих критериев целесообразно лишь при сопоставлении вариантов, близких друг к другу по экономической эффективности (например, вариантов приоптимальной зоны, отличающихся по своим экономическим показателям от оптимального не более чем на 5 %) (см. подразд. 3.1.3).

Экологические и социальные показатели имеют очень важное, постоянно возрастающее значение. Это связано с ужесточением экологических и социальных требований к проектируемым промышленным объектам, деятельность которых вызывает ухудшение состояния природной среды. Применение этих показателей в качестве решающих критериев достаточно сложно из-за слабой изученности механизмов воздействия конкретных производственных объектов и возникающих при этом неблагоприятных отдаленных экологических последствий на природную среду (см. подразд. 3.1.4).

Оценки решения по критериям эффективности, основанным на различных показателях, могут быть (и обычно бывают) разными, а нередко и противоположными.

Вместе с тем в зависимости от конкретной ситуации сравнительная значимость отдельных перечисленных критериев может быть различной. Так, крайне неблагоприятная экологическая ситуация в регионе может вынудить принять в качестве решающих экологические критерии. Аналогичная ситуация может возникнуть и при необходимости создания условий для более безопасного труда.

Рассматривая критерии оценки эффективности, нельзя оставить вне поля зрения следующее важнейшее обстоятельство. Любой производственно-хозяйственный объект работает в некотором окружении (внешней среде). Игнорировать это обстоятельство и оценивать эффективность деятельности предприятия, опираясь на внутрипроизводственные показатели, принципиально неправильно. Оценить, насколько нужна и эффективна работа предприятия, может только общество, рынок, которые определят потребности в выпускаемой им продукции, ее цену, допустимые уровни воздействия на окружающую природную среду, условия найма рабочей силы, социальные гарантии и др. Таким образом, правильно оценить эффективность любого производственного объекта или мероприятия можно только обратившись к характеристикам его взаимодействий с

окружающей внешней средой, включая в это понятие и экономическое и коммерческое окружение.

Из этого следует, что правильно измерить эффективность деятельности любого предприятия можно, лишь правильно оценив ресурсы, которые оно потребляет для производства продукции.

Таким образом, деятельность любого предприятия в самом общем виде сводится к преобразованию одних видов ресурсов в другие.

Для осуществления производственной деятельности любого горного предприятия необходимы следующие ресурсы:

- производственные — производственные мощности (основные фонды), материальные, энергетические и др.;
- природные — земельный отвод, связанный с месторождением полезных ископаемых;
- трудовые — профессионально обученные работники;
- научно-технологические — научные знания, воплощенные в используемых на предприятии технологиях.

Для эффективного осуществления любого процесса требуется вся совокупность перечисленных видов ресурсов в установленных количествах.

Отсутствие, недостаток или избыток отдельных из них резко снижают эффективность производства либо делают его вообще неосуществимым.

В процессе производства происходит расход и пополнение ресурсов. Расходуемую часть ресурсов именуют **затратами** З. Затраты исчисляют за определенный отрезок времени — час, смену, сутки, месяц, год. Затраты, рассчитанные на единицу выпущенной за тот же период продукции, называют **удельными затратами**. Затраты так же многокомпонентны, как и ресурсы: различают трудовые, материальные, энергетические и прочие затраты. Как ресурсы, так и затраты исчисляют и в натуральном, и в денежном измерении.

Ресурсы (продукция), производимые предприятием, образуют его **результат** *R*. Результат, как и затраты, — понятие широкое и многокомпонентное. Основным результатом любого производства являются выпускаемая продукция или предоставляемые услуги. Такой результат можно охарактеризовать видом (номенклатурой) выпускаемой продукции и услуг, их числом, качеством и сроками предоставления потребителю. Понятие «результат» включает в себя также социальные и экологические последствия, которые могут быть как положительными, так и отрицательными.

Понятие «эффект» Э в самом общем виде всегда характеризуется определенным соотношением затрат З и приносимых ими результатов *R*, связанных с осуществлением конкретного решения.

Затраты и результаты можно сопоставить между собой (при расчетах показателей эффективности) несколькими способами. Получаемые при этом показатели имеют не только разное выражение, но и неодинаковый смысл, характеризуя эффективность с различных сторон.

Обеспечение «тождества эффектов» является практически неразрешимой задачей, поскольку каждый вариант чем-то отличается от другого, и все они, как правило, не удовлетворяют в точности требованиям задания на проектирование. Вследствие этого более удобно применять, как это и делают на практике в большинстве случаев, форму критерия эффективности, представляющую собой отношение затрат к полезному эффекту или, наоборот, полезного эффекта к за-

тратам. В первом случае это отношение минимизируют, во втором — максимизируют.

Так, показатель вида $R/З$ характеризует результат, получаемый с единицы затрат. Максимально возможное значение этого показателя соответствует наивысшей эффективности.

Показатель $З/R$ соответствует удельным затратам, приходящимся на единицу достигаемого результата. Наивыгоднейшим является решение, при котором значение удельных затрат минимальное.

Показатель вида $R—З$ характеризует абсолютное превышение результатов над затратами. Эту величину чаще всего и именуют собственно эффектом (или абсолютным эффектом) производства и обозначают через Э. При расчетах этого показателя результаты R и затраты З должны быть выражены в стоимостных единицах измерения (для предшествовавших двух видов показателей это было необязательно).

Показатель в виде отношения эффекта $R—З$ к затратам З, т.е. $(R—З)/З$, характеризует эффект, получаемый с единицы затрат, т.е. относительную величину эффекта.

Показатель в виде отношения эффекта $R—З$ к результатам R, т.е. $(R — З)/R$, характеризует удельную величину эффекта, приходящуюся на единицу получаемых результатов. Наивыгоднейшим признают вариант с наибольшей величиной эффекта.

Возможно применение и других критериев с менее очевидным совместным учетом затрат и результатов. Например, можно отыскать максимум результата $R \to \max$ при непревышении некоторого предельно допустимого значения затрат $З \le З_{п.д}$ или находить максимум эффекта $(R—З) \to \max$ также при $З \le З_{п.д}$.

Возможно также отыскание минимума затрат $З \to \min$, необходимых для достижения некоторого заранее установленного результата $R_з$ при $R \ge R_з$.

В трех последних случаях в качестве собственно критерия фигурирует только один из двух компонентов (R или З), но другой при этом задают в виде ограничения.

Приведенные способы «конструирования» показателей (критериев) эффективности одинаково допустимы, но каждый с разных точек зрения характеризует многогранное понятие эффективности и позволяет решать разные задачи. Поэтому оценки одного и того же варианта решения с помощью перечисленных показателей могут и не совпадать. В каждом конкретном случае нужно выбирать критерий, наиболее полно отвечающий целям решаемой задачи.

Возможность сопоставления затрат с результатами различными способами является одной из причин многообразия применяемых на практике экономических критериев эффективности.

Другая причина заключается в том, что в затратах З и результатах R можно учитывать разные производственные показатели. Если под R подразумевать объем выпускаемой продукции, а под З — затраты живого труда, то их отношение $R/З$ соответствует производительности труда, а $З/R$ — трудоемкости продукции. Если принять, что З — расход материалов, энергии, капитальные вложения либо эксплуатационные затраты, то $З/R$ будет характеризовать соответственно материалоемкость, энергоемкость, капиталоемкость либо себестоимость продукции. Если же под R иметь в виду объем реализованной продукции, а под З — эксплуатационные затраты, то $R — З$ будет являться прибылью, а $(R—З)/З$ — рентабельностью, исчисляемой по отношению к себестоимости и т.д.

В зависимости от того, какое содержание вкладывают в понятия «результаты» R и «затраты» З, экономическая «емкость», широта показателей эффективности оказывается разной. Чем более емкие показатели используют для определения эффективности, тем значимее, важнее критерий эффективности.

При выборе критериев эффективности решений всегда надо помнить о том, что любой выбранный критерий, точнее, выбранные показатели полезного эффекта и затрат, входящие в состав критерия, являются приближенными. В связи с этим не следует стремиться к разработке «идеальных» критериев. Важно, чтобы выбранный критерий был по возможности простым, наглядным и тесно связанным с управляемыми переменными, т.е. теми характеристиками решения, которые необходимо выбрать наилучшим образом по результатам технико-экономического анализа. Вполне очевидно, что невозможно предложить какие-либо общие правила выбора критериев на все случаи жизни.

Однако могут быть сформулированы следующие основные требования к критериям оценки:

- критерий должен быть измеряемой (счетной) величиной, способ расчета которой известен;
- критерий должен позволять оценивать степень достижения основной цели, ради которой создают объект (карьер), а также существующие условия и ограничения;
- критерий должен включать в себя те параметры и характеристики объекта, влияние которых требуется оценить или которые необходимо оптимизировать;
- необходимо, чтобы на каждом уровне принятия решения (на каждой стадии проектирования) критерии были непротиворечивыми;
- желательно, чтобы на всех стадиях проектирования критерий был единственным. Последнее требование выражено в виде пожелания, так как часто бывает трудно отдать предпочтение какому-либо одному (единственному) критерию и хотелось бы знать решения по нескольким возможным критериям. Принятие компромиссного решения в этих случаях является самостоятельной проблемой.

Важно также знать о наиболее распространенных ошибках, исключение которых будет способствовать правильному решению проблемы выбора критерия эффективности. Достаточно широко распространенными ошибками являются следующие:

- неверный выбор целевой функции или необоснованное задание ограничений при использовании основных форм критерия эффективности;
- недооценка абсолютных размеров полезного эффекта и затрат, связанная с выбором критерия в виде удельных показателей;
- пренебрежение неопределенностью внешних условий и выбор в связи с этим показателей эффекта и затрат, которые не будут иметь место во всем диапазоне изменения исходной ситуации;
- исключение из рассмотрения взаимного влияния решений, рассматриваемых при технико-экономическом анализе, а также последствий принимаемых решений на исходные условия анализа;
- неучет временных факторов, приводящий к неправильному выбору показателей эффекта и затрат;
- использование критериев, пригодных для решения задач определенного класса, при решении задач других классов;

• недостаточный учет факторов, существенно влияющих на полезный эффект или затраты.

Как отмечалось ранее, проблема обоснования критериев эффективности, заключающаяся в установлении признаков, по которым отдают предпочтение тому или иному решению, весьма сложна, и эта сложность предопределяется возможностью использования в критериях разнообразных показателей полезного эффекта и затрат. Только для некоторых видов технических систем достаточно просто можно получить такую оценку.

Для производственных систем проблема получения оценок гораздо сложнее, и это связано с необходимостью учета большого числа факторов. По существу, подавляющее большинство таких систем — многоцелевое. Это значит, что должна быть получена оценка качества функционирования системы, направленного на достижение каждой отдельной цели. Поэтому неизбежно многоцелевая система является и многокритериальной. Получить общую, интегральную оценку качества функционирования таких систем сложно. Дополнительно к этому по ряду показателей основной эффект, имеющий место в результате действия системы, проявляется за ее пределами. Так, повышение качества добываемых карьером полезных ископаемых повышает эффективность работы не только непосредственных потребителей — обогатительных фабрик, но и предприятий, использующих их продукцию. Выявить и оценить такие эффекты непросто.

3.1.1. ПОКАЗАТЕЛИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Экономические показатели используют для того, чтобы характеризовать эффективность производственных, коммерческих и инвестиционных решений. Эффективность — понятие многогранное, поэтому в хозяйственной деятельности горных предприятий используют систему понятий и показателей, каждый из которых характеризует одну из сторон производственного процесса и по-своему необходим для принятия всесторонне обоснованных решений. Важнейшие из этих понятий следующие: природный и производственный потенциалы, продукция, производительность труда и трудоемкость, фондоотдача и фондоемкость, себестоимость продукции, прибыль и рентабельность.

Результирующую оценку любого проекта, любого технического решения следует осуществлять по ряду комплексных, интегральных критериев эффективности — чистому дисконтированному доходу (ЧДД), показателю внутренней нормы доходности (ВНД), индексу доходности (ИД), сроку окупаемости инвестиций. Сущность и порядок расчета этих критериев приведен в подразд. 5.5.

Производительность труда и трудоемкость

Производительность труда — один из важных показателей эффективности производства:

$$ПТ = Q/ЖТ.$$

Выпуск продукции Q (валовой, товарной и реализованной) выражают в натуральных показателях (тонны, кубические метры, метры и т.п.) или денежных единицах измерения.

Затраты живого труда ЖТ исчисляют в отработанных человеко-сменах или человеко-часах; в этом случае речь идет о сменной или часовой производительности труда. Часто рассчитывают среднемесячную производительность труда посредством деления месячных объемов добычи предприятия на среднесписочную численность персонала предприятия в данном месяце.

Термины «валовая» и «товарная продукция» трактуют следующим образом.

Валовая продукция — общий объем произведенной продукции отдельными предприятиями, объединениями и отраслями в денежном выражении.

В стоимость валовой продукции горных предприятий, производимой за определенный календарный период, включают:

- стоимость готовой продукции, отвечающей установленным техническим условиям, стандартам и произведенной за рассматриваемый период времени в основных, вспомогательных и других участках и цехах предприятия;
- стоимость полуфабрикатов собственного изготовления;
- стоимость услуг промышленного характера;
- изменение стоимости остатков незавершенного производства.

Объем валовой продукции

$$Q_в = Q_{в.т} Ц_с + Q_{п.ф} + У \pm \Delta Q_{н.п},$$

где $Q_{в.т}$ — объем добычи полезного ископаемого в единицу времени, т; $Ц_с$ — цена 1 т конкретного полезного ископаемого, руб.; $Q_{п.ф}$ — стоимость полуфабрикатов, произведенных в единицу времени, руб.; У — стоимость услуг в единицу времени, руб.; $\Delta Q_{н.п}$ — изменение стоимости остатков незавершенного производства (при увеличении — со знаком плюс, при уменьшении — со знаком минус) в единицу времени, руб.

По показателю валовой продукции можно сопоставить уровни выпуска продукции за различные календарные периоды и определить тенденции изменения объема производства.

Товарная продукция — это стоимость продукции, отвечающей требованиям технических условий и стандартов, полученной в результате производственной деятельности предприятия и предназначенной для реализации потребителям. Она включает в себя стоимость готовой продукции, произведенной предприятием за определенный период, за исключением стоимости продукции, потребленной самим предприятием, и стоимость услуг промышленного характера.

В отличие от валовой товарная продукция не учитывает изменения стоимости остатков незавершенного производства.

Объем товарной продукции определяют в действующих оптовых ценах:

$$Q_т = Q_{т.т} Ц + Q_{п.ф} + У,$$

где $Q_{т.т}$ — объем добычи, предназначенный для реализации сторонним организациям, в единицу времени, т; Ц — цена за 1 т, руб.; $Q_{п.ф}$ — стоимость полуфабрикатов, подлежащих реализации на сторону в единицу времени, руб.

Показатель, обратный производительности труда, называют **трудоемкостью**. Он выражается формулой

$$ТЕ = 1/ПТ = ЖТ/Q.$$

Трудоемкость является одним из частных показателей ресурсоемкости производства. Он отражает затраты живого труда, выраженные в чел.-сменах или чел.-ч, на выпуск предприятием каждой единицы производимой продукции.

Показателями производительности труда и трудоемкости можно оценивать эффективность вариантов проектных решений, использовать их во всякого рода сопоставлениях и в перспективном анализе, так как для этого не надо прибегать к расчетам стоимостных показателей, цен, прибыли и пр.

Вместе с тем производительность труда не может использоваться в качестве конечного критерия эффективности производства, так как для этих целей он слишком узок. Это объясняется тем, что:

- во-первых, объем продукции, используемый для расчета ПТ, не отражает качества и экологических последствий выпуска этой продукции;
- во-вторых, при расчете ПТ учитывают затраты живого труда на производство продукции одного предприятия, при этом в нем не учитывают аналогичные затраты на предприятиях — поставщиках машин, материалов и энергии;
- в-третьих, ПТ не учитывает всех затрат живого труда на данном предприятии, так как из расчетов исключают численность персонала непромышленной группы.

Основные фонды и оборотный капитал предприятия

Производственные фонды предприятия разделяют на две большие группы: основные фонды и оборотные средства предприятия. Соответственно используют понятия основного и оборотного капиталов предприятия.

К **основным фондам** относят здания и сооружения, земельные участки, оборудование и прочие объекты с длительным сроком службы. Термины «основной капитал» и «основные фонды» в отечественной литературе не имеют принципиальных смысловых отличий. Чаще всего термин «капитал» употребляют при рассмотрении финансовых аспектов проблемы, а понятие «основные фонды» используют при анализе производственной деятельности действующих предприятий.

Основные фонды предприятия подразделяют на две группы — ***производственные*** и ***непроизводственные***. Первые непосредственно связаны с процессами производства продукции. Вторые включают в себя здания и сооружения жилищно-бытового хозяйства предприятия и социально-бытовой инфраструктуры за его пределами.

По своему материальному составу и выполняемым функциям производственные основные фонды предприятия делят на девять групп.

1. Здания. Сюда относят здания производственного назначения, например электроподстанции, механические мастерские, административно-бытовые комбинаты и т.п.

2. Сооружения. К этой группе относят инженерно-строительные объекты предприятия — погрузочные бункеры, дороги, эстакады, мосты, подъездные пути, резервуары, водозаборы и другие горно-технические сооружения. Однако главным и специфическим для горных предприятий видом сооружений являются горно-капитальные выработки. Горные выработки любого предприятия относят к двум по-разному учитываемым и финансируемым типам — горно-капитальные и эксплуатационные. Горно-капитальные — наиболее дорогостоящие выработки, необходимые для разработки всех запасов карьерного поля в целом или крупных его участков: вскрывающие стационарные горные выработки (траншеи, наклонные стволы, рудоспуски и т.п.). Сроки службы этих выработок

могут достигать многих лет. Проведение горно-капитальных выработок включают в себестоимость продукции через амортизацию.

3. Передаточные устройства — линии электропередач, телефонные сети предприятия, магистральные трубопроводы различного назначения и т.п.

4. Машины и оборудование. Эта группа делится на пять подгрупп:

- силовые машины и оборудование — устройства, вырабатывающие или преобразующие энергию, не агрегированные в единое целое с рабочими машинами;
- рабочие машины и оборудование — машины и оборудование, с помощью которых осуществляется производственный процесс: экскаваторы, буровые станки, бульдозеры, водоотливные и вентиляционные установки, оборудование для дробления и обогащения полезного ископаемого и пр.;
- измерительные и регулирующие приборы и устройства;
- вычислительная техника;
- прочие машины и оборудование.

5. Транспортные средства — локомотивы, вагоны, конвейеры, автомобили и т.п.

6. Инструменты, используемые при ручном и механизированном труде.

7. Производственный инвентарь и принадлежности.

8. Хозяйственный инвентарь.

9. Прочие объекты — технические библиотеки, противопожарное оборудование.

Не включают в состав основных фондов быстроизнашивающиеся объекты со сроком службы менее одного года и малоценные предметы стоимостью менее некоторой установленной суммы.

По степени воздействия на количество выпускаемой предприятием продукции основные фонды подразделяют на активные и пассивные. *Активными* считают основные фонды, непосредственно определяющие производительность предприятия — машины и оборудование, транспортные средства и инструменты. Остальные объекты относят к *пассивным основным фондам*.

Используют понятия первоначальной, восстановительной и остаточной стоимостей основных фондов предприятия.

Под **первоначальной** подразумевают **фактическую стоимость** строительства или приобретения объекта в ценах того года, когда он был введен в эксплуатацию.

Такая оценка хотя и необходима, но недостаточна, потому что реальная стоимость любого объекта изменяется со временем по причине физического износа, морального старения вследствие инфляции и др.

Физическое изнашивание объекта при его функционировании и постепенное уменьшение его рыночной стоимости называют **амортизацией**. Точно оценить влияние различных факторов на уменьшение стоимости объекта затруднительно, поэтому, для упрощения, полагают, что объекты изнашиваются пропорционально длительности их эксплуатации. При этом «стоимость износа» действующего объекта рассчитывают по формуле

$$f = \frac{t_ф}{t_н} Ф_{пк},$$

где $t_ф$ и $t_н$ — соответственно фактически проработанный (на момент оценки износа) и полный нормативный сроки эксплуатации объекта; $Ф_{пн}$ — первоначальная полная стоимость объекта.

Стоимость износа объекта за год лежит в основе расчета *годовых амортизационных отчислений предприятия.*

Стоимость действующего объекта за вычетом стоимости износа называют его *остаточной стоимостью* $Ф_{ост}$. При проведении капитальных ремонтов объекта его работоспособность частично восстанавливается, а остаточная стоимость повышается на величину затраченных на ремонт средств $З_{к.р}$. Исходя из этого, остаточную стоимость объекта основных фондов $Ф_{ост}$ рассчитывают по выражению

$$Ф_{ост} = Ф_{пн} - I + З_{к.р}.$$

Далее дополнительная потеря первоначальной стоимости объекта происходит в результате его морального износа. Этим термином обозначают потерю рыночной ценности объекта-долгожителя вследствие удешевления его производства и появления на рынке новых, технически более совершенных объектов того же назначения по практически одинаковым ценам.

Еще один фактор, который необходимо учитывать при проектировании, — *инфляция.* При высоких показателях этот фактор оказывает существенное воздействие на стоимость основных фондов. Поэтому часто первоначальная стоимость основных фондов предприятия теряет всякий смысл. Величина, показывающая, во сколько обошлось бы создание действующих основных фондов при новых, сегодняшних условиях производства, инфляционных затратах и ценах, получила наименование **восстановительной стоимости основных фондов.** При вычете из нее стоимости накопленного к данному моменту износа получают показатель **остаточной восстановительной стоимости.** По своему содержанию он близок к понятию рыночной цены основных фондов.

Восстановительную стоимость рассчитывают укрупненно, по группам основных фондов путем умножения их первоначальной стоимости на усредненные коэффициенты удорожания в рассматриваемом периоде. Пересчет стоимости основных фондов имеет смысл только тогда, когда его проводят одновременно по всем объектам страны, едиными методами и по единым пересчетным коэффициентам. Частота таких пересчетов зависит от темпов происходящих в экономике страны изменений.

В течение определенного периода времени неблагоприятные последствия снашивания объекта компенсируют мероприятиями (профилактика, ремонт), обеспечивающими поддержание работоспособности объекта. Со временем результативность этих мер снижается. Затраты на них растут, а отдача уменьшается.

Период, в течение которого еще выгодно эксплуатировать объект основных фондов (например, машину), составляет **срок службы объекта.** Следовательно, возникает задача определения **оптимального срока службы.** Граница этого срока соответствует моменту, когда замена старого объекта новым обойдется дешевле, чем очередной его ремонт и эксплуатация в отремонтированном виде:

$$З_{нов} - Ф_р < З_{рем} + У_{ст},$$

где $З_{нов}$ — затраты на приобретение нового объекта; $Ф_р$ — выручка от реализации изношенного старого объекта или полученных при его демонтаже материа-

лов, лома и т.п.; $З_{рем}$ — затраты на очередной ремонт объекта; $У_{ст}$ — денежная оценка потерь при эксплуатации старого отремонтированного объекта по сравнению с использованием нового.

Экономически выгодный срок службы объекта зависит от его типа (вида), конкретных условий эксплуатации, и, строго говоря, в каждом случае он индивидуален. В целях упрощения расчетов используют нормативные сроки службы, централизованно устанавливаемые на едином уровне для всех объектов одного вида.

Кроме того, на длительность срока службы производственных объектов влияет наличие возможностей их замены. Эксплуатация объектов со значительным превышением экономически обоснованных сроков службы приводит к возрастанию эксплуатационных расходов и, как следствие этого, к снижению экономической эффективности работы. Следовательно, по истечении срока службы объекта он должен быть заменен на новый, т.е. необходимо осуществлять воспроизводство основных фондов предприятия. Как указывалось ранее, возможны два варианта:

- простое воспроизводство, когда заменяют старый объект на новый того же типа;
- расширенное воспроизводство, когда заменяют старый объект на новый более совершенного типа и возможно большей производительности.

Источником финансирования простого воспроизводства основных фондов предприятия является накапливаемый им амортизационный фонд, который образуется из амортизационных отчислений, осуществляемых ежемесячно со стоимости каждого объекта действующих основных фондов. Размер этих отчислений должен точно соответствовать темпам износа каждого объекта. Таким образом, к моменту завершения срока службы объекта накапливают сумму, равную его первоначальной стоимости. Если считать, что простое воспроизводство объекта происходит в тех же условиях, в которых его когда-то вводили в эксплуатацию, то общую сумму отчислений получают равной той, которая необходима и достаточна для простого воспроизводства объекта и соответственно всей совокупности основных фондов предприятия. Таким образом можно рассчитывать полное самофинансирование инвестиционных потребностей предприятия на простое воспроизводство основных фондов. Предусматривать какие-либо дополнительные или внешние источники финансирования при этом нет необходимости.

Обычно суммы амортизационных отчислений недостаточны для простого воспроизводства основных фондов. В этом случае, а также при расширенном воспроизводстве приходится планировать привлечение дополнительных источников получения необходимых средств. Такими источниками могут быть часть прибыли предприятия или заем средств в банках.

Одним из способов получения нового, дорогостоящего оборудования является **аренда (лизинг) оборудования**.

Сущность лизинга состоит в следующем. Предприятие (арендатор, наниматель), нуждающееся в новом оборудовании или других объектах основных фондов, обращается к специальной лизинговой фирме (арендодателю) и подписывает с ней договор о том, что арендодатель купит требуемое оборудование за свой счет, чтобы тут же сдать его арендатору во временное пользование.

Лизинг можно предусматривать в проектах для того, чтобы обосновать использование дорогостоящего оборудования (или других объектов основных

фондов) в рассрочку, не планируя капиталовложений в начальный период создания объекта.

На предприятиях горнодобывающих отраслей могут применяться следующие способы формирования амортизационных отчислений:

- по временны́м нормам;
- по нормам, устанавливаемым на единицу выработанной продукции;
- по потонным ставкам.

Каждый из этих способов используют применительно к определенной группе объектов основных фондов.

Временны́е нормы амортизации $N_а$. Нормы данного вида устанавливают в процентах годовых амортизационных отчислений к балансовой стоимости объектов. При расчете норм предполагают, что: 1) объект функционирует в течение нормативного срока своей службы; 2) объект снашивается равномерно по всем годам этого срока и 3) на момент завершения эксплуатации объект еще обладает некоторой остаточной стоимостью, по которой он может быть реализован на рынке. Расчет выполняют по формуле

$$N_а = \frac{Ф_{пн} - Ф_л}{Т_н Ф_{пн}} 100,$$

где $Ф_{пн}$ — первоначальная (балансовая) стоимость объекта, руб.; $Ф_л$ — остаточная рыночная стоимость объекта на момент его ликвидации за вычетом расходов по самой ликвидации, руб.; $Т_н$ — нормативный срок службы объекта, годы.

Разработку временны́х норм амортизации и нормативных сроков службы ранее осуществляли централизованно.

Расчеты амортизационных отчислений выполняли по ним ежемесячно по каждому объекту. Полученные результаты суммировали по всем объектам основных фондов предприятия.

Часто применяют методы ускоренного начисления амортизации, которые лишь частично связаны с закономерностями физического износа объектов. Идея этих методов заключается в том, что размеры амортизационных отчислений в первые годы эксплуатации объекта принимают большими, а далее предусматривают их снижение. Основная их цель — уменьшить размер «недобора» амортизационных отчислений в случае, если из-за каких-то причин объект выбывает раньше, чем предполагали.

Западные фирмы отдают предпочтение методам ускоренного начисления амортизации в связи с тем, что часть денежных поступлений предприятия переводят из статьи «прибыль» в статью «амортизационные отчисления», не облагаемые налогом.

Нормы на единицу вырабатываемой продукции устанавливаются исходя из предположения, что степень износа машин и оборудования происходит в соответствии с интенсивностью их использования, т.е. с фактической нагрузкой (высоконагруженные агрегаты изнашиваются быстрее).

В этом случае норму амортизации устанавливают постоянной на единицу выпускаемой продукции. В горнодобывающих отраслях такой порядок расчета применяют лишь для немногих видов оборудования.

Метод потонных ставок используют только на горных предприятиях и применительно лишь к горно-капитальным выработкам. Срок службы любой гор-

ной выработки сугубо индивидуален и определяется в основном длительностью периода отработки запасов, вскрываемых данной выработкой. Срок отработки запасов зависит от множества факторов: системы разработки, интенсивности работ, конфигурации карьерного поля и др. Логичным здесь является установление норм амортизации выработок в виде потонных ставок, т.е. в расчете на 1 т добываемых запасов.

Потонную ставку получают посредством деления стоимости каждой выработки на величину извлекаемых при ее использовании запасов. Расчеты проводят ежегодно. За стоимость выработки принимают остаточную стоимость (балансовую за вычетом ранее списанных амортизационных отчислений). В качестве запасов в данном случае принимают извлекаемую их часть (за вычетом эксплуатационных потерь).

Амортизационные отчисления со стоимости каждой такой выработки определяют путем умножения рассчитанной на данный год потонной ставки на количество добытых в данном месяце полезных ископаемых.

Величину месячных амортизационных отчислений по предприятию подсчитывают посредством суммирования отчислений по всем объектам основных фондов.

Оборотный капитал предприятия — это часть вложенного в предприятие капитала, которую целиком потребляют в каждом производственном цикле.

Оборотный капитал горных предприятий непрерывно проходит стадии расходования средств на приобретение запасов материальных ресурсов, необходимых для обеспечения бесперебойного производственного процесса на предприятии, их расходования на получение продукции и возврата средств от ее реализации.

Время, в течение которого оборотные средства последовательно проходят эти стадии, называют **периодом оборота**. Чем он короче, тем выше эффективность работы предприятия. Период оборота измеряют в днях.

В составе оборотных средств учитывают ресурсы материальных и денежных ценностей, которые в процессе деятельности предприятия непрерывно расходуются и возмещаются, переходя из материальной формы в денежную и снова в материальную. К ним относят:

- хранящиеся на складах предприятия запасы сырья и материалов;
- не завершенную на данный момент продукцию (полуфабрикаты);
- продукцию, отгруженную потребителю, но еще не оплаченную им;
- наличные суммы минимально необходимых денежных средств предприятия на банковских счетах, в кассе и др.

Разные виды оборотных средств обладают неодинаковыми темпами оборачиваемости. Например, денежные средства могут быть быстро израсходованы на приобретение любого товара, оказание услуг и т.п. Несколько большее время требуется для использования денежных средств предприятия, вложенных в акции других компаний (такое возможно). Таким образом, денежные средства предприятия относятся к быстро оборачивающимся. Гораздо большее время требуется для того, чтобы пустить в оборот запасы материалов либо продукции на складах.

Фондоотдача и фондоемкость

Фондоотдача и фондоемкость являются главными характеристиками использования основных производственных фондов предприятия.

Фондоотдача характеризует количество продукции, выпускаемой на 1 руб. стоимости основных производственных фондов предприятия:

$$ФО = Q/Ф_{осн},$$

где Q — годовой объем выпускаемой продукции, руб., или натуральные единицы ее измерения; $Ф_{осн}$ — среднегодовая стоимость основных производственных фондов предприятия, руб.

Обратный по отношению к фондоотдаче показатель именуется фондоемкостью. Она отражает величину основных производственных фондов, задалживаемых на выпуск каждой единицы продукции. Фондоемкость рассчитывают по формуле

$$ФЕ = 1/ФО = Ф_{осн}/Q.$$

Нетрудно видеть, что фондоотдача и производительность труда (фондоемкость и трудоемкость) в определенной мере — парные показатели. Первая из этих пар определяется как «результаты с единицы затрат» ($R/З$), вторая — в виде обратной величины ($З/R$).

При этом под результатом R понимают объем выпускаемой продукции. Смысл понятия «затраты» в показателях ПТ и ФО различен. Под затратами З в первом случае понимают затраты живого труда на предприятии, а во втором случае — стоимость задалживаемых основных фондов. Хотя нельзя приписывать получение одного и того же результата в первом случае только затратам труда, а во втором — только использованию основных фондов, результат достигается при их совместном использовании. Таким образом, производительность труда и фондоотдачу следует использовать не изолированно, а только совместно, так как эти показатели дополнят друг друга.

По своему экономическому содержанию фондоотдача является отличным показателем полноты использования (загрузки) действующих основных фондов. Эту сторону понятия «эффективность» она характеризует достаточно четко. Высокая фондоотдача свидетельствует о том, что производство развивается интенсивным способом, а ее низкий уровень говорит об экстенсивном развитии.

Однако фондоотдачу нельзя использовать в качестве общего критерия эффективности по ряду причин.

Так, по критерию «максимальная фондоотдача» не одобрялись бы как «невыгодные» проекты освоения новой техники, стоимость которой велика, но окупается снижением эксплуатационных затрат. По показателю фондоотдачи надо было бы признать «наивыгоднейшим» вариант с применением только ручного труда, который имеет «нулевую» стоимость основных фондов и, следовательно, характеризуется максимальной фондоотдачей.

Далее значение показателя «фондоотдача» существенно сужено в связи с тем, что в качестве «фондов» в расчетах участвуют только основные фонды предприятия, а «отдача» сведена лишь к объему выпускаемой продукции. В действительности основные фонды — всего лишь один (хотя и важный) фактор производства, и было бы правильнее соизмерять отдачу не только с этим фактором производственного процесса, а с их совокупностью. Понятие «результат» произ-

водства в действительности тоже гораздо многообразнее, чем просто объем продукции. Поэтому частные сопоставления экономических показателей тоже вполне допустимы, но надо учитывать, что каждый из них освещает отдельный узкий аспект многогранной проблемы оценки эффективности производства.

Термин «фондоемкость» гораздо точнее, чем «фондоотдача», и отражает действительное экономическое содержание описываемого им понятия. Он является одним из показателей частной ресурсоемкости производства, таких как трудо-, материало-, энергоемкость и др. Каждый из них характеризует свой ракурс задач лучшего использования производственных ресурсов того или иного вида. Ввод новой техники или другое техническое мероприятие может увеличить затраты по одному виду ресурсов, но снизить их по другому (например, увеличить фондоемкость процесса, но обеспечить снижение трудоемкости его выполнения). Конечную оценку того, насколько эффективна такая техническая мера, дает только совокупность соответствующих показателей частной ресурсоемкости рассматриваемого процесса.

Например, делать вывод о том, что рост количества продукции с 1 руб. имеющихся основных производственных фондов — это всегда хорошо, а снижение фондоотдачи — это всегда плохо, потому что на единицу продукции задалживается больше основных фондов, не следует. В таких суждениях еще нет окончательной оценки того, эффективно ли вызвавшее эти изменения мероприятие, так как остались неучтенными следующие обстоятельства.

Техническое перевооружение и реконструкция действующих горных предприятий не всегда приводят к увеличению фондоотдачи. Стоимость новой техники на единицу продукции хотя и больше, но эксплуатационные расходы значительно меньше, так что в целом такая техника эффективнее старой. В таком (довольно типичном) случае падение фондоотдачи объективно оправдано и не свидетельствует о неэффективности приобретения техники.

Фондоотдача в рассматриваемых случаях может возрасти лишь тогда, когда вводимые технические средства стоят дешевле, чем выбывающие старые, что бывает крайне редко, или если получаемый прирост продукции обгоняет удорожание стоимости вводимых технических средств.

Снижение фондоотдачи может происходить и по ряду других объективно необходимых или неизбежных причин. Так, она снижается при увеличении затрат на мероприятия по обеспечению безопасности работ. В этом случае рост фондоемкости — сознательная «плата» за достижение определенных социальных требований и целей.

Падение фондоотдачи на действующих карьерах во многом связано с углублением горных работ. Это обстоятельство вызывает необходимость сооружения новых траншей, перегрузочных пунктов, удлинения трасс транспортных коммуникаций. Соответственно нарастает и стоимость основных производственных фондов предприятия.

Что касается объемов добычи полезного ископаемого, то при углублении горных работ требуются дополнительные затраты для поддержания производительности на запланированном уровне.

Таким образом, общей закономерностью для горных предприятий является, к сожалению, постепенное падение фондоотдачи по мере перехода на более глубокие горизонты. Изменить эту негативную тенденцию можно только одновременным принятием технических мер, увеличивающих фондоотдачу.

Себестоимость продукции

Себестоимость продукции — это показатель, выражающий суммарные затраты предприятия, связанные с выпуском производимой продукции либо оказанием услуг. Помимо затрат на производство, себестоимость включает в себя также и некоторую часть затрат предприятия на реализацию выпускаемой продукции. Для предприятий, выпускающих несколько видов продукции, себестоимость исчисляют по каждому виду продукции в отдельности.

Себестоимость продукции — один из важнейших показателей, по которому можно сопоставлять альтернативные варианты решений.

Это более емкий показатель по сравнению с другими показателями частной ресурсоемкости (трудо-, материало-, энерго-, топливо- и фондоемкость). Каждый из этих показателей, взятый в отдельности, характеризует лишь одну грань многоаспектного понятия «эффективность производства». А себестоимость включает в себя всю совокупность этих частных показателей. При этом оценку каждого из компонентов ведут в денежной форме, а не в натуральном измерении. Это позволяет точнее сравнить значимость отдельных элементов затрат. Так, затраты живого труда ЖТ отражаются в расчете и производительности труда, и себестоимости. Однако в расчете производительности труда их учитывают в «натуральном» измерении (сумма отработанных человеко-смен), что не позволяет оценить квалификационное содержание этих человеко-смен. А в составе себестоимости затраты живого труда отражаются с учетом различий в заработках работников отдельных профессий и т.д.

В себестоимость входят все затраты живого труда на предприятии, включая работников непромышленной группы, а в расчетах производительности труда затраты ЖТ учитывают только по промышленно-производственной группе работников.

Важнейшее преимущество себестоимости как показателя эффективности производства состоит в том, что в нем отражены не только затраты живого труда, но и все другие расходы предприятия, которые можно назвать трудом овеществленным. Они составляют большую часть всех затрат горного предприятия.

Порой сокращение затрат живого труда достигают посредством проведения столь дорогостоящих мероприятий, что затраты труда овеществленного значительно возрастают. Нередко, превосходя экономию ЖТ, они становятся невыгодными. В себестоимости отразится подобная ситуация, а использование производительности труда в качестве показателя приведет к неправильному выводу.

Однако и себестоимость не является таким результирующим показателем, который исчерпывающе отражает и оценивает все стороны экономической деятельности предприятия. Основной ее недостаток заключается в том, что она не отражает качество выпускаемой продукции. Плохое качество снижает спрос на выпускаемую продукцию и ее цену. Себестоимость может даже снизиться, если «экономить» на затратах по повышению качества продукции. Таким образом, при выработке рыночной стратегии предприятия нельзя ориентироваться только на себестоимость.

Себестоимость продукции определяют путем составления калькуляций, т.е. исчисления в денежной форме затрат на производство и реализацию единицы продукции или выполнение конкретных работ и услуг.

Суммарные месячные затраты по себестоимости иногда именуются эксплуатационными затратами.

На карьерах горнодобывающих отраслей себестоимость рассчитывают в рублях на 1 т добываемой продукции, 1 т металла в руде, 1 т концентрата (для обогатительных фабрик), 1 $м^3$ вскрыши (по затратам на проведение собственно вскрышных работ на карьерах). Себестоимость определяют делением общей суммы соответствующих затрат на количество произведенной в данном периоде продукции.

Себестоимость рассчитывают на месяц, квартал и год.

В зависимости от состава учитываемых в себестоимости затрат различают участковую себестоимость и себестоимость продукции предприятия — производственную и полную (коммерческую), включающую в себя расходы как на производство, так и на реализацию произведенной продукции.

Участковую себестоимость рассчитывают по всем основным участкам предприятия как сумму его прямых и косвенных расходов. *Прямые расходы* — затраты участка по выпуску его продукции. *Косвенные затраты* участка — это относимые на его счет расходы вспомогательных цехов и служб общекарьерного характера (внутрипроизводственного транспорта, административно-управленческие и тому подобные расходы). Затраты по этим службам распределяют между обслуживаемыми основными участками пропорционально объемам оказываемых услуг.

Аналогичные расчеты осуществляют и на предприятиях, добывающих несколько видов или сортов полезных ископаемых. Себестоимость в этом случае рассчитывают по каждому виду продукции в отдельности.

В связи с тем, что разработка комплексных месторождений, добыча и переработка минерального сырья сложного состава представляет собой единый технологический процесс, отнесение общих затрат непосредственно на себестоимость отдельных видов продукции связано с определенными трудностями.

Существует несколько разных способов разнесения общекарьерных затрат между отдельными видами продукции. Они могут быть объединены в следующие три группы.

1. Способ косвенного распределения затрат. В этом случае общекарьерные затраты распределяют пропорционально долям каждого вида продукции в общих прямых затратах карьера в целом. При этом себестоимость каждого из них рассчитывают пропорционально экономическим или физическим показателям добываемых полезных компонентов.

В полную себестоимость продукции включают кроме рассмотренных ранее затрат так называемые «внепроизводственные расходы». В их состав входят расходы на доставку продукции до станции отправления, отчисления в специальные внебюджетные фонды и прочие расходы, связанные со сбытом продукции.

Этот способ применяют, когда при комплексной переработке минерального сырья получают два и более практически равноценных самостоятельных продукта. В качестве критерия распределения используют цены компонентов в сырье и готовых продуктах, цены эквивалентных заменителей и т.д. В ряде случаев распределение затрат осуществляют пропорционально массе основной и попутной продукции.

Данный способ наиболее распространен.

2. Способ исключения (отключения) затрат на попутную продукцию. Он состоит в том, что один из продуктов выделяют в качестве основного, на который относят сумму общих затрат за вычетом стоимости всех остальных продуктов, по той или иной оценке считающихся попутными.

Этот метод применяют при преобладающей части основного продукта и небольшой доле попутной продукции.

3. Комбинированный способ. Его сущность заключается в сочетании перечисленных ранее методов, а также в использовании различных критериев при распределении отдельных групп затрат. Комбинированный способ применяют в тех случаях, когда при разработке комплексного месторождения и переработке минерального сырья производят несколько видов основных и попутных продуктов.

Например, при обогащении полиметаллических руд, когда получают несколько видов концентратов и попутных продуктов, определение себестоимости отдельных видов концентратов и металлов в них осуществляют методом косвенного распределения затрат, оставшихся после исключения стоимости попутной продукции. В качестве критерия распределения используют стоимость металла в концентратах.

Выбор конкретного метода распределения зависит от характера производства, его технологии и экономических условий функционирования предприятия.

Производственная (общекарьерная) себестоимость выражает сумму всех затрат предприятия, производимых для выпуска продукции.

На карьерах производственная себестоимость включает в себя участковые себестоимости всех участков, добывающих полезное ископаемое, и общепроизводственные расходы, учитывающие затраты на ведение подготовительных, вскрышных работ, транспорт, водоотлив, административно-управленческие расходы и пр.

Если проектируемое мероприятие затрагивает какую-либо определенную часть производственного процесса, то затраты рассчитывают только по тому процессу, где проводят данное мероприятие. В этом случае наряду с затратами по этому конкретному процессу должны быть также учтены и косвенные последствия для прочих затрат производства на предприятии, которые могут возникнуть при реализации данного мероприятия (изменение полных затрат производства в связи с изменением объема выпуска продукции, ростом производительности труда, увеличением фондоотдачи и т.п.). В числе текущих затрат по процессу должна быть учтена часть общепроизводственных расходов (доплаты, премии и начисления к заработной плате работников, стоимость электроэнергии, расходуемой в этом процессе, и т.п.), а также услуги, оказываемые другими подразделениями предприятия.

Полная себестоимость включает в себя помимо производственных затрат еще и внепроизводственные маркетинговые расходы и затраты по управлению вышестоящих уровней (корпорации), распределяемые по предприятиям.

Итак, в состав себестоимости входит основная часть эксплуатационных затрат предприятия и не входят в прямом виде инвестиционные затраты.

В состав себестоимости включают затраты некапитального характера, связанные с совершенствованием технологии и организации производства, но не учитывают затраты на более крупную модернизацию и реконструкцию предприятия.

Платежи за предельно допустимые выбросы (сбросы) загрязняющих веществ в природную среду осуществляют за счет себестоимости продукции, а платежи за их превышение — за счет прибыли, остающейся в распоряжении природопользователей.

Себестоимость исчисляют по следующим семи элементам затрат:

- затраты материальных ресурсов МЗ;
- топливные затраты ТЗ;
- энергетические затраты ЭЗ;
- амортизация основных фондов А;
- оплата труда работников (заработная плата) ЗП;
- отчисления на социальные нужды СН;
- прочие денежные расходы ПДР.

В общем виде себестоимость, с (в рублях за единицу продукции):

$$c = (МЗ + ТЗ + ЭЗ + А + ЗП + СН + ПДР)/Q.$$

Более детально структура затрат по отдельным элементам себестоимости следующая.

Затраты материальных ресурсов. Они складываются из денежных затрат на всевозможные материалы, потребляемые в ходе эксплуатационной деятельности предприятия. Принято выделять материалы следующих основных групп: сырье, основные материалы и вспомогательные материалы.

Сырьем называют исходный материал, начальный полуфабрикат, поступающий на предприятие для технологической переработки. Горнодобывающие предприятия чаще всего не потребляют сырье на производство своей продукции. Они сами добывают полезные ископаемые и сами же в той или иной мере их перерабатывают. Эти предприятия, находясь в начале технологической цепочки, обеспечивают сырьем ее последующие звенья. Сырьем обогатительных фабрик служит поступающая на них добытая руда (уголь).

Основные материалы — это та часть материалов, которая после всех переработок остается физической основой производимой конечной продукции предприятия (например, глина для гончарного производства). Таких материалов горнодобывающие предприятия также практически не потребляют.

Вспомогательными называют все остальные *материалы*, которые не входят в физический состав выпускаемой продукции, но необходимы для ее производства.

Таким образом, карьеры преимущественно потребляют вспомогательные материалы.

Большую часть материалов списывают на себестоимость того месяца, в котором они были выданы со склада.

Однако значительную часть расходуемых горными предприятиями материалов составляют так называемые «материалы длительного пользования». К ним относят секции конвейеров, транспортерную ленту, рельсы, гибкий кабель и т.п., расходуемые в порядке замены неношенных на действующем оборудовании.

Стоимость потребляемых предприятием материалов длительного пользования относят на себестоимость не того месяца, когда их действительно списали на производство, а рассредоточивают на полный нормативный срок их службы помесячно равными долями. Поэтому перечисленные ранее виды материальных затрат обычно именуют расходами будущих периодов. Что касается аналогичных видов материалов, которые используют при проведении горных выработок, финансируемых за счет капитальных вложений, то их стоимость списывают не на себестоимость, а на капитальные затраты и рассматривают как объекты основных фондов, подверженных амортизации.

Стоимость материальных ресурсов, отражаемую в себестоимости по элементу «материальные затраты», определяют исходя из цен их приобретения. При этом помимо основной цены учитывают расходы предприятия, оплаченные другим организациям. Погрузочно-разгрузочные работы, осуществляемые работниками самого предприятия, также подлежат учету в себестоимости, но не по элементу «материалы», а по соответствующим элементам затрат (заработная плата и т.д.).

Топливные затраты. В себестоимость включают затраты только на то топливо, которое расходуют на производственные нужды карьера, например дизельное топливо для автотранспорта.

Топливо, расходуемое непромышленными подразделениями карьера (медпункты, жилищно-коммунальное хозяйство и т.п.), списывают по элементу затрат «прочие денежные расходы».

Энергетические затраты. По данному элементу затрат в себестоимость продукции включают только стоимость полученной извне и израсходованной на технологические нужды энергии.

Стоимость потребляемой энергии, которую вырабатывает само горное предприятие, не включают в состав затрат по элементу «энергия». Не входит также в состав затрат по этому элементу и энергия, расходуемая непромышленными подразделениями карьера (например, энергия на освещение поселков). Затраты на энергию в обоих случаях попадают в себестоимость по элементу «прочие денежные расходы».

Электроэнергия, расходуемая на технологические нужды горного предприятия, оплачивается по двуставочному тарифу: за каждый киловатт установленной энергетической мощности и за каждый киловатт-час израсходованной электроэнергии. Расчеты осуществляют раз в месяц по формуле

$$c_{эн} = \omega_{ус} W_{ус} + \omega_{пот} W_{пот},$$

где $\omega_{ус}$ — плата за 1 кВт установленной энергетической мощности, руб/кВт; $W_{ус}$ — установленная энергетическая мощность, кВт; $\omega_{пот}$ — плата за каждый потребленный киловатт-час активной электроэнергии, учтенный счетчиком, руб/(кВт · ч); $W_{пот}$ — количество электроэнергии, потребленной за месяц, кВт · ч.

Амортизация основных фондов. По этому элементу включают денежную оценку непрерывно происходящего износа объектов основных производственных фондов предприятия.

Амортизационные отчисления производят начиная с первого числа месяца, следующего за вводом объекта в эксплуатацию, как по собственным, так и по арендованным основным фондам. Амортизацию не начисляют во время проведения реконструкции и технического перевооружения основных фондов с полной их остановкой, а также в случаях консервации объектов.

С учетом инфляции выполняют регулярную индексацию амортизационных отчислений, т.е. их пересчет в сторону увеличения пропорционально происходящему удорожанию стоимости основных фондов каждой группы.

Оплата труда работников (заработная плата). В состав затрат на оплату труда работников включают:

- выплаты заработной платы за фактически выполненную работу;
- премии, надбавки к тарифным ставкам и окладам;

• надбавки, связанные с режимом работы и условиями труда (за работу в ночное время, за совмещение профессий, за работу в особо тяжелых и вредных условиях и т.п.);

• стоимость бесплатно предоставляемых работникам коммунальных услуг, питания, компенсации за непредоставление установленного законодательством бесплатного жилья и пр.;

• оплату отпусков, льготного времени работы подростков и т.п.;

• доплаты за нормативное время передвижения по карьеру до места работы и обратно;

• выплаты работникам, высвобождаемым с предприятия в связи с реорганизацией, сокращением численности и штатов;

• единовременные вознаграждения за выслугу лет;

• выплаты за работу в районах Крайнего Севера, в пустынных, безводных и высокогорных местностях согласно действующему законодательству;

• оплату труда работников, не состоящих в штате предприятия, за выполнение ими работ по заключенным трудовым договорам.

Все перечисленные виды оплаты труда касаются только работников, относящихся к промышленно-производственному персоналу предприятия. Затраты по оплате труда работников непромышленных хозяйств (жилищно-коммунальные хозяйства, детские учреждения, клубы и профилактории) учитывают по элементу себестоимости «прочие денежные расходы».

Отчисления на социальные нужды. В состав затрат по этому элементу входят обязательные отчисления (по установленным законодательством нормам) органам государственного социального страхования, пенсионного фонда, государственного фонда занятости и медицинского страхования.

Прочие денежные расходы. Они складываются из затрат, относимых на себестоимость, но не учитываемых в ранее рассмотренных ее элементах.

К этим затратам относят следующие:

• налоги, сборы, платежи, отчисления в страховые фонды и другие обязательные отчисления, производимые предприятием в соответствии с установленным законодательством порядком;

• платежи за предельно допустимые выбросы (сбросы) загрязняющих веществ;

• затраты на оплату процентов по полученным кредитам;

• затраты на командировки, подъемные;

• плату сторонним организациям за пожарную и сторожевую охрану, подготовку и переподготовку кадров;

• затраты на организованный набор работников;

• затраты на гарантийный ремонт и обслуживание;

• оплату услуг связи, вычислительных центров и банков;

• плату за аренду отдельных объектов основных фондов;

• отчисления на содержание военизированных горно-спасательных частей;

• расходы по отводу земель, связанных с ведением горных работ, включая выплаты собственникам за снос садов, домов и сооружений, попадающих в пределы горного отвода;

• погашение стоимости вскрышных работ прошлых лет на карьерах в соответствии с методикой отнесения на себестоимость затрат на вскрышные работы, принятой в данной отрасли;

• расходы на содержание учебных пунктов предприятия;

• оплату правовых, консультационных, информационных, методических, аудиторских и других услуг, предоставленных предприятию;

• представительские расходы, связанные с коммерческой деятельностью предприятия;

• расходы на производственно-техническое водоснабжение;

• расходы по очистке сточных вод и др.

Затраты на проведение всех видов ремонта включают в себестоимость по каждому соответствующему элементу затрат (зарплата ремонтников — в элемент «оплата труда», израсходованные запасные части — в элемент «материалы» и т.д.).

Прибыль

Одной из основных целей деятельности предприятия является получение прибыли.

Прибыль в качестве показателя эффективности производства дает достаточно полную характеристику рыночной эффективности предприятия и выпускаемой им продукции.

Прибыль (убыток) П от реализации продукции (работ, услуг) предприятия определяют как разницу между выручкой В от ее реализации в действующих ценах (без учета налога на добавленную стоимость и акцизов) и затратами на ее производство и реализацию (себестоимость) с:

$$П = В - с = \sum (ц_i - с_i) Q_i,$$

где $ц_i$ — цена реализуемой продукции или услуг i-го вида, руб/единицу продукции; $с_i$ — себестоимость единицы реализуемой продукции или услуг i-го вида, руб/единицу продукции; Q_i — объем реализованной продукции или услуг i-го вида, единица продукции/год.

Прибыль можно выразить различными показателями.

В зависимости от целей анализа используют ***валовую (полную)*** или ***чистую прибыль***, оставляемую в распоряжении предприятия после изъятия из нее налогов и прочих видов обязательных платежей.

В категорию «продукция, работа, услуги» входят основные добываемые карьером полезные ископаемые, побочная продукция (щебень, песок, глина, мел и др.), эксплуатация автопарка, находящегося на балансе предприятия, и др.

Метод определения выручки от реализации продукции устанавливается предприятием (организацией) исходя из условий хозяйствования и заключаемых договоров.

В формировании показателя прибыли предприятия ***цены*** на реализуемую им продукцию и услуги играют одну из важнейших ролей.

Разница в ценах на сопоставимую по качеству продукцию существует, но она невелика. А ее колебания определяются географическим положением производителей и, следовательно, транспортными тарифами, а также характером сделок

(разовые, долговременные, на крупные или мелкие объемы поставок, сезонные и т.п.). При проектировании можно использовать информацию о текущих ценах на современном мировом сырьевом рынке.

Рентабельность

Рентабельность является производным от прибыли показателем эффективности производства. Рентабельность исчисляют в виде отношения прибыли к стоимости тех производственных ресурсов, которые были использованы для ее получения, и выражают в процентах.

В зависимости от того, что конкретно подразумевают под величиной используемых ресурсов, показатель рентабельности может быть рассчитан по-разному. Применяют, в частности, следующие две разновидности показателя рентабельности.

Рентабельность $r_ф$ по отношению к стоимости используемых производственных фондов предприятия определяют по выражению

$$r_ф = П/(Ф_{осн} + Ф_{об})100,$$

где П — годовая прибыль предприятия, руб.; $Ф_{осн}$ — среднегодовая стоимость основных производственных фондов предприятия, руб.; $Ф_{об}$ — среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств предприятия, руб.

Рентабельность $r_с$ по отношению к себестоимости рассчитывают по выражению

$$r_с = (П/с)100,$$

где с — затраты по себестоимости, руб/год.

Показатель рентабельности является еще более емким в оценке эффективности производства, чем прибыль. По критерию рентабельности выгоден лишь тот прирост прибыли, который определяет прирост производственных фондов предприятия.

Например, прибыль предприятия П составляет 400 млн руб., а стоимость производственных фондов Ф = 6 млрд руб. По проекту технического перевооружения П возрастает до 440 млн руб. при росте Ф до 10 млрд руб. Если судить по показателю прибыли, то перевооружение представляется выгодным, а по показателю рентабельности — нет, поскольку «плата» за достигаемый прирост прибыли оказывается чрезмерной:

$$r_1 = 400/6000 \cdot 100 = 6{,}7\ \%,\ \text{а}\ r_2 = 400/10\,000 \cdot 100 = 4{,}4\ \%,$$

т.е. $r_2 < r_1$.

Следует отметить, что для проектов различных карьеров характерен чрезвычайно большой разброс всех экономических показателей. Это объясняется объективными различиями природных условий залегания и качества полезных ископаемых.

Рассмотренные в данном подразделе экономические показатели эффективности позволяют оценить лишь отдельные аспекты сравниваемых вариантов проектных решений.

3.1.2. ФИНАНСОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Оценивать предполагаемое финансовое состояние предприятия можно на основе проекта его **бухгалтерского баланса**. Баланс содержит два основных раздела: пассив и актив.

В ***пассиве баланса*** показывают источники денежных средств предприятия. Каждому виду источников средств соответствует отдельная статья. Они могут объединяться в группы по различным признакам. По признаку принадлежности источника средств выделяют статьи, включающие в себя собственные средства предприятия и заемные средства. По продолжительности возможного использования их делят на средства длительного и краткосрочного использования.

При одновременном сочетании этих двух признаков статьи пассива объединяют в группы: краткосрочная задолженность, долгосрочный заемный капитал, акционерный капитал и некоторые другие.

Актив баланса отражает структуру средств предприятия, которые планируется вложить в те или иные виды имущества и материальные ценности для осуществления его производственной и коммерческой деятельности.

Статьи актива баланса группируют по степени их ликвидности и направлениям использования. В зависимости от степени ликвидности средства предприятия расчленяют на оборотные активы («мобильные средства») и необоротные активы (или «иммобилизованные средства»).

Оборотные активы предприятия — это сравнительно легко реализуемые денежные ценности предприятия (наличные деньги в кассе; ценные бумаги; дебиторская задолженность; имеющиеся на складах предприятия товарно-материальные ценности, включая произведенную, но еще не реализованную продукцию).

К *необоротным активам предприятия* относят долгосрочные инвестиции, реальный капитал и нематериальные ценности. В категорию долгосрочных инвестиций входят денежные займы, вклады и кредиты предприятия другим организациям, выдаваемые с целью получения процентов. Реальный капитал предприятия — это его основные фонды (здания, сооружения, оборудование и пр.). Сюда же причисляют затраты, вложенные в объекты незавершенного строительства.

Обобщающие показатели финансового состояния предприятия характеризуют его по четырем главным направлениям: 1) ликвидность; 2) величина привлеченных заемных средств; 3) оборачиваемость капитала и 4) прибыльность.

Для получения соответствующих оценок используют следующие финансовые показатели:

1. **Ликвидность оборотных активов.** Показатели ликвидности характеризуют важнейшую сторону финансового состояния предприятия — его платежеспособность, т.е. способность к быстрому погашению своих долгов. Она характеризуется отношением различного рода наличных активов предприятия $АК_{кр}$ к его краткосрочным денежным обязательствам $ОБ_{кр}$. Одним из часто применяемых в этих целях показателей является так называемый коэффициент покрытия $k_{пок}$, определяемый по формуле

$$k_{пок} = АК_{кр}/ОБ_{кр}.$$

2. **Показатели привлечения заемных средств.** Хозяйственная деятельность предприятия должна осуществляться в основном за счет самофинансирования.

Однако в случае недостаточности собственных финансовых средств могут быть использованы заемные средства. Поэтому важной характеристикой финансовой устойчивости предприятия является степень его независимости от внешних заемных источников. Применяют два вида таких показателей:

а) коэффициенты соотношения заемных $СР_з$ и собственных $СР_с$ средств предприятия:

$$k_{з/с} = СР_з/СР_с \text{ или } k_{з/с} = СР_з/(СР_з + СР_с).$$

Желательно, чтобы сумма заемных средств предприятия была не более половины всех средств, которыми оно располагает, т.е.

$$k_{з/с} \leq 0{,}5 \text{ и } k_{з/с} \leq 1{,}0;$$

б) коэффициент долгосрочного привлечения заемных средств, показывающий долю долгосрочных кредитов и займов $Z_д$ в суммарной величине собственных и заемных (на длительный срок) средств предприятия:

$$k_{з.д} = Z_д/(СР_с + Z_д).$$

3. **Показатели оборачиваемости капитала.** Здесь используют целый ряд показателей, рассчитываемых в виде отношения объема реализации продукции $Q_р$ либо к стоимости активов AK предприятия, либо к стоимости его товарно-материальных запасов $С_{тм.з}$, либо к стоимости собственного его капитала $К_с$ и т.д.:

- коэффициент общей оборачиваемости капитала $k = Q_р/АК$;
- коэффициент оборачиваемости товарно-материальных запасов $k_{тм.з} = Q_р/С_{тм.з}$;
- коэффициент оборачиваемости собственного капитала $k_с = Q_р/К_с$.

Важную роль в анализе играет оценка доли собственных капиталов предприятия, не закрепленной в ценностях иммобильного характера, которые находятся в форме, позволяющей более или менее свободно маневрировать этими средствами. Отношение собственного оборотного капитала $К_{об}$ к общей сумме собственного капитала $К_с$ именуют коэффициентом маневренности $k_{ман}$ и находят по формуле

$$k_{ман} = К_{об}/К_с.$$

4. **Прибыльность предприятия.** Под прибыльностью в данном случае понимают показатели рентабельности, исчисляемые в таких разновидностях, как отношение валовой $П_{вал}$ или чистой $П_ч$ прибыли к себестоимости реализованной продукции $с_р$ либо к собственному капиталу предприятия $К_с$:

- рентабельность продукции по валовой прибыли $r_{вал} = П_{вал}/с_р$;
- рентабельность продукции по чистой прибыли $r_{чист} = П_ч/с_р$;
- рентабельность собственного капитала $r_с = П_ч/К_с$.

Перечисленные финансовые показатели могут использоваться в процессе проектирования для сравнения различных вариантов. Анализ финансового состояния предприятия может показать:

- дееспособность предприятия в отношении ссуд и вероятность возврата возможных инвестиционных кредитов;
- способность предприятия получать доход;
- формы и размеры его активов;
- состояние экономической конъюнктуры развития.

Особое внимание при таком анализе следует уделить характеру изменений во времени рассматриваемых показателей. Так как в настоящее время не выработано твердых нормативов, определяющих их предельно допустимые значения, можно сравнивать аналогичные показатели близких по профилю предприятий и проектов, считающихся устойчивыми в финансовом отношении.

3.1.3. ТЕХНИЧЕСКИЕ И ОРГАНИЗАЦИОННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОИЗВОДСТВА

Технические и организационные показатели проектируемого карьера весьма важны и часто могут быть основными при выборе того или иного варианта.

Следует различать технические показатели эффективности, специфичные для открытых горных работ, и общие, характерные для большинства инженерных систем.

Показатели первой группы определяют календарный план, вскрытие, систему разработки, технологию и комплексную механизацию открытых горных работ. Большинство технических характеристик существенно зависит от добываемого полезного ископаемого, района месторождения, горно-геологических условий и других факторов.

Назовем лишь некоторые показатели этой группы:

- производительность карьера (по горной массе, вскрыше и полезному ископаемому);
- различные виды коэффициентов вскрыши (граничный, средний, текущий, с учетом горно-капитальных работ и др.);
- коэффициент горной массы (отношение объема горной массы к объему извлекаемого металла);
- показатели качества полезного ископаемого и его стабильности;
- уровни потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- площадь земель, нарушаемых горными работами, и др.

Подробно эти и другие показатели и принципы определения их рациональных значений рассмотрены в соответствующих разделах.

Для решения частных задач проектирования могут быть также использованы показатели, характеризующие эффективность отдельных подсистем карьера. Например, площадь рабочей зоны, количество вскрытых запасов, приведенное расстояние транспортирования, площадь отвалов и др.

Для оценки функционирования карьера как составной части систем необходимо применять системные показатели, связывающие характеристики систем, составной частью которых является карьер, с его показателями.

К общим показателям инженерных систем относят специальные показатели, характеризующие такие свойства систем, как надежность, качество работы, совместимость, гибкость (приспособляемость), простота, безопасность и др.

Надежность — способность изделия или системы сохранять совокупность свойств при определенных условиях эксплуатации — является важной характеристикой систем. Обеспечение надежности предусматривают на стадии проектирования. При этом решения большинства вопросов лежат в инженерной области. Требованиям безотказной работы должны удовлетворять как отдельные машины, устройства и схемы, так и производственные системы и подсистемы. Перерыв в работе тех или иных технологических линий карьера может привести не только к ухудшению качества добываемых полезных ископаемых или полно-

му прекращению производственного процесса, но и к серьезным сбоям в работе предприятий — потребителей продукции. К работе отдельных систем карьеров, таких как взрывные сети, системы водоотлива и др., а также к надежности работы целых карьеров, связанных жестким ритмом поставок продукции, должны предъявляться особо высокие требования.

При решении вопросов надежности часто возникают взаимно противоречивые задачи. Выполнение усложненных функций поручают более сложным машинам и комплексам машин, содержащим большее число элементов, что приводит к уменьшению надежности их совокупного действия. Но в то же время ответственность за выполняемые карьерами задания требует от них все большей надежности. Разрешение возникающего противоречия связано с необходимостью тщательного и всестороннего исследования проблем повышения надежности элементов и систем: возможность и целесообразность повышения надежности отдельных элементов, выбор режимов работы, отыскание целесообразных технологических схем, расчет резервирования и оптимальной периодичности профилактических работ и др.

С точки зрения обеспечения надежности работы карьера, при проектировании следует ориентироваться на наиболее устойчивые в работе машины и технологические схемы, предусматривать такую взаимосвязь и режимы работы отдельных технологических звеньев, которые обеспечивали бы работоспособное состояние предприятия при выходе из строя отдельных элементов. С учетом изложенного возникает несколько групп вопросов, относящихся к обеспечению надежности.

Уже на первой стадии, когда еще нет проекта карьера, а имеется только задание на проектирование, необходимо думать об обеспечении его надежности: какие машины и устройства наилучшим образом подходят к работе в данных горно-геологических, климатических условиях и с планируемыми нагрузками; какие схемы наиболее благоприятны, для того чтобы сохранять устойчивость в возможных неблагоприятных ситуациях; какие режимы следует выбрать для работы различных видов оборудования и технологических схем и комплексов; как сохранить работоспособность при выходе из строя отдельных звеньев и т.п. Отсутствие возможности предварительного испытания предлагаемых технологических схем и систем повышает требования к обоснованности принимаемых проектных решений. При строительстве карьера и вводе его в эксплуатацию должна быть обеспечена точная реализация проектных решений, включая приобретение запланированного количества оборудования принятых моделей. Никакие временные отступления от проекта недопустимы даже в деталях.

Для периода эксплуатации должны быть разработаны специальные меры обеспечения надежности, предусматривающие периодичность профилактических осмотров, замену отдельных машин и т.д.

Характеристики надежности — безотказность, долговечность, ремонтопригодность и другие — определяются теорией надежности. Они связаны с экономическими показателями. Повышение надежности изделий и систем, как правило, сопровождается увеличением их стоимости. Поэтому более надежные машины и системы становятся более дорогими, по сравнению с менее надежными, но зато более дешевыми. Однако экономическая эффективность использования объектов с большей надежностью обычно выше.

Одним из основных методов повышения надежности является *резервирование*, которое заключается в том, что выполнение определенной функции можно

предусматривать рядом параллельно работающих элементов (например, выемочно-погрузочных машин). При выходе из строя одного из них повышенную нагрузку выполняют оставшиеся работоспособные элементы.

В общем случае, в зависимости от важности и стоимости, могут резервироваться либо отдельные элементы системы, либо блоки, входящие в систему, либо вся система в целом.

В том случае, когда в системе имеются группы одинаковых элементов, вместо того, чтобы резервировать каждый элемент в отдельности, можно объединить все резервные элементы и устроить так называемый скользящий резерв, который дает большой выигрыш в надежности, так как объединение резервов всегда увеличивает надежность системы.

Положения теории надежности о резервировании элементов при проектировании карьеров особенно необходимо учитывать при выборе технологии ведения работ и построении структур механизации.

Качество (***полезного ископаемого, продукции горных работ***) — объективный показатель, который может быть использован при проектировании. Качество минерального сырья оценивают тремя группами показателей: процентным содержанием в нем отдельных полезных и вредных компонентов, а также некоторыми его технологическими характеристиками (коксуемость углей, обогатимость руд и т.п.).

Они связывают производителей и потребителей продукции, так как показатели качества продукции часто определяются условиями ее использования. Так, продукция, признаваемая дефектной одним потребителем из-за выхода за пределы допусков одного из параметров, вполне удовлетворяет всем требованиям при использовании по другому назначению.

Совместимость с существующими системами — весьма важный показатель оценки вариантов проектных решений. При проектировании карьера должна быть осуществлена углубленная проработка его связей со всеми партнерами и обеспечена полная совместимость их взаимных требований. Здесь может быть также подчеркнута необходимость полной совместимости карьера с окружающей природной средой. Показатели качества выпускаемой продукции должны строго соответствовать требованиям потребителей и установленным стандартам. Это позволяет обеспечить высокую мобильность сбыта продукции при изменении конъюнктуры рынка.

Приспособляемость, или гибкость, характеризует возможность проектируемого карьера адаптироваться к изменяющимся условиям. Так, в проекте желательно хотя бы эскизно прорабатывать варианты, позволяющие варьировать производительность, переходить на переработку попутно извлекаемых полезных ископаемых или сырья пониженных кондиций и т.п.

Стойкость против морального старения является важным системным показателем, хотя его трудно измерить и контролировать. Предупредить преждевременное моральное старение проектируемого объекта позволяет использование в проекте наиболее общих принципов, инженерных решений, машин, материалов и систем, соответствующих тенденциям научно-технического прогресса, эффективность и перспективность применения которых подтверждена практическим применением.

Простота или изящество инженерного решения ни в коем случае не должна оцениваться на основе субъективных суждений. Единственным критерием оценки простоты и изящества решения должны выступать такие объективные

оценки, как стоимость и возможность надежно обеспечивать текущие и перспективные потребности.

Достижение целей во времени регистрируют в течение всего периода эксплуатации карьера, начиная с момента начала строительства и кончая периодом погашения горных работ. Этот показатель является одним из главных в системе ценностей и учитывается при расчете экономических показателей.

Показатели организации производства трудно поддаются непосредственной количественной оценке. Такую оценку можно сделать с помощью экономических, временных и других показателей. Так, организацию производства можно характеризовать периодом оборота оборотных средств. Этот период, взятый как критерий, во многом определяет построение технологического процесса производства.

3.1.4. ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И СОЦИАЛЬНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Экологические и социальные показатели эффективности проектных решений являются обязательной составной частью общей оценки эффективности проекта. Без оценки по этим показателям он не может быть принят к осуществлению.

Проект должен соответствовать установленным социальным и экологическим нормам и стандартам условий труда и отдыха работников, обеспечения их продуктами питания, жилой площадью и объектами социально-бытовой инфраструктуры, сохранения природной среды обитания.

Таким образом, оценку проектных решений нужно выполнять не только по экономическим, но также и по разнообразным экологическим и социальным эффектам и последствиям.

Затраты на осуществление экологических и социальных мероприятий отражают в проекте отдельной строкой.

Предусмотренные проектом меры по улучшению социальных условий выше установленных нормативов оценивают путем сопоставления соответствующих денежных затрат и социальных результатов. При этом в зависимости от конкретного характера социальных мер возможны следующие случаи:

а) социальные (экологические) результаты не поддаются строгой количественной оценке. Меры такого характера не подлежат формализованной оценке, их оценивают экспертным путем баллами социальной (экологической) значимости;

б) получаемые социальные (экологические) результаты, хотя и не поддаются денежной оценке, но могут быть оценены численно в натуральных (физических) единицах. Сюда относят меры по изменению числа рабочих мест в регионе, улучшению жилищных и культурно-бытовых условий работников, изменению условий труда и т.п. Решения о целесообразности осуществления таких мер принимают путем сопоставления денежных затрат и социальных (экологических) результатов, выраженных в натуральных единицах измерения (в рублях на дополнительную жилую площадь, м^2, или в рублях на создание одного дополнительного рабочего места и т.п.);

в) получаемые социальные (экологические) результаты поддаются количественной оценке не только в физических единицах, но и денежных. В этом случае по каждой из таких мер, предусматриваемых проектом, дополнительно к п. б) проводят оценку ее экономической эффективности, определяемую по об-

щим формулам, приведенным в гл. 3, где рассчитывается дополнительный эффект R:

$$R = R_{экон} + W_{соц}Э_{соц},$$

где $R_{экон}$ — экономический результат рассматриваемой меры, руб.; $W_{соц}$ — социальный (экологический) результат данной меры в физических единицах измерения; $Э_{соц}$ — оценка данного социального (экологического) результата в рублях на физическую единицу его измерения, рассчитывают по специальным методикам в тех случаях, когда такие методики разработаны.

По этой формуле, в частности, определяют денежную оценку экологических последствий реализации проекта, связанных с полнотой (комплексностью) использования природных ресурсов недр: запасов полезных ископаемых, попутных минеральных компонентов, вторсырья.

Получение положительного экологического или социального эффекта может входить в состав целей осуществления проекта.

Часто те или иные социальные и экологические последствия возникают в качестве «побочных результатов» осуществления проекта. В разных случаях эти последствия могут быть положительными или отрицательными.

Положительные последствия как бы «суммируются» с ожидаемым экономическим эффектом проекта, повышая его общую оценку эффективности. Положительным экологическим эффектом осуществления проекта обычно является устранение тех или иных ранее допущенных отрицательных воздействий на природную среду.

Отрицательные последствия принимаемых решений могут быть весьма разнообразными как по своему характеру, так и по масштабам. При разработке месторождений полезных ископаемых негативному воздействию подвергаются недра, земная поверхность, водный и воздушный бассейны, флора и фауна.

В целом влияние горных предприятий на окружающую природную среду характеризуется двумя группами показателей:

- показателями землеемкости и водоемкости горного производства;
- объемами выбросов вредных веществ в атмосферу и водные бассейны и соблюдением предельно допустимых удельных показателей этих выбросов.

Прямое отношение к экологической оценке горнодобывающего производства имеет и проблема рационального использования природных запасов недр, для чего применяют показатели:

- полноты извлечения основных и попутных компонентов запасов месторождения, поля, участка;
- потерь ископаемого в недрах и отдельно на каждом процессе последующей переработки добытого полезного ископаемого (показатель, обратный предыдущему);
- использования побочных продуктов и отходов добывающего и обогатительного производств.

При выработке проектных решений большое внимание должно быть уделено решению задач социальной направленности. Выделяют две группы социальных характеристик предприятия минерально-сырьевого комплекса.

Первая относится к собственно производственным процессам — характеристики условий труда непосредственно на рабочих местах и техника безопасности.

Безопасность в проектах карьеров является обязательной, приоритетной самостоятельной целью. Многие предельные значения технологических параметров, устройств и систем обусловлены требованиями безопасности. Поэтому в проектах всех без исключения объектов должно быть заложено неукоснительное соблюдение действующих норм безопасности, а также включение в состав проектируемого объекта необходимых самостоятельных систем обеспечения безопасности и создание предусмотренных соответствующими нормативами условий работы людей. Требования безопасности должны быть полностью удовлетворены вне зависимости от их влияния на технические и экономические показатели проекта.

Вторая характеризует социально-бытовую инфраструктуру района, где расположено горное предприятие.

Основными характеристиками социальной обустроенности коллектива предприятия являются:

- обеспеченность работников и членов их семей жильем;
- характеристики благоустроенности этого жилья;
- физическая изношенность жилого фонда;
- наличие и степень развитости социальной инфраструктуры района проживания (дороги, транспорт, объекты культуры, медицинского обслуживания, учебные заведения, детские сады и ясли, культурные и спортивные центры, базы отдыха и т.п.);
- санитарно-гигиенические условия проживания;
- надежность системы снабжения населения важнейшими видами продуктов и другими товарами, а также теплом и энергией.

Характеристиками социальной обустроенности работников горных предприятий являются также климатические характеристики региона и доступность средств транспорта до «материка».

Оценка эффективности различных вариантов проекта должна полностью учитывать важнейшие экологические и социальные затраты и эффекты, прямо или косвенно порождаемые осуществлением проекта. Это можно делать следующим образом.

С п о с о б 1. В состав затрат критерия экономической эффективности включают затраты экологической и социальной направленности. Одновременно в результаты, отражаемые тем же критерием, вводят денежную оценку социально-экологических последствий проекта. Общий результат рассчитывают по формуле

$$R = R_{эк} + \Sigma V_{сэ} P_{сэ},$$

где $R_{эк}$ — экономический результат осуществления программы, руб.; $V_{сэ}$ — социально-экологические результаты в натуральных единицах их измерения; $P_{сэ}$ — денежная оценка соответствующих социально-экологических результатов, руб. на единицу продукции.

Показатели денежной оценки социально-экологических результатов рассчитывают по имеющимся специальным методикам. Излагаемый способ применяют при наличии таких методик.

С п о с о б 2. Из общих затрат, учитываемых критерием экономической эффективности, вычитают ту их часть $З_{сэ}$, которая непосредственно направлена на достижение конкретных социальных и экологических целей. Оставшаяся

часть затрат ($З - З_{сэ}$), нацеленная на экономический результат $Р_{эк}$, как обычно, с ним и сопоставляется. А каждую выделенную часть социально-экологических затрат $З_{сэ}$ сравнивают с соответствующими им специфическими результатами $Р_{сэ}$, выраженными каждый в своих натуральных единицах измерения. В итоге получают раздельные оценки экономической эффективности одних мер, входящих в состав проекта, и социально-экологической достаточности других мер, специально осуществляемых с этой целью.

С п о с о б 3. В условия задачи вводят специальные требования о непревышении (или неснижении) тех или иных социальных и экологических характеристик проекта по сравнению с заранее установленными нормативами. Другими словами, сущность способа заключается в том, что вначале устанавливают экологические и социальные показатели окружения (внешней среды), затем определяют аналогичные показатели, которые позволяют получить альтернативные варианты проектных решений. К дальнейшей оценке допускают только те из разработанных вариантов, показатели которых не хуже установленных допустимых предельных значений.

Это наиболее обоснованный способ.

Расчеты платежей за пользование природными ресурсами

Для осуществления добычи полезных ископаемых оформляют лицензию, в соответствии с которой пользователю предоставляется участок недр в виде горного отвода. Предварительные границы горного отвода устанавливаются при предоставлении лицензии на пользование недрами, а на основании выполненного технического проекта, получения на него положительного заключения государственной экспертизы, согласования с органами государственного горного надзора и государственными органами охраны окружающей природной среды определяются уточненные границы горного отвода.

Пользование недрами является платным, поэтому при проектировании должны быть рассчитаны следующие виды платежей:

- за участие в конкурсе (аукционе) и выдачу лицензий;
- за пользование недрами;
- на воспроизводство минерально-сырьевой базы;
- акцизы;
- налоги и сборы, включая плату за используемые земельные участки;
- за допустимые выбросы и сбросы загрязняющих веществ, а также за размещение отходов (в частности, пород вскрыши и шламов обогащения).

Плата за лицензию (лицензионный сбор) устанавливается территориальным геологическим комитетом с учетом расходов:

- на организацию подготовки и проведение конкурсов или аукционов;
- на оформление и выдачу лицензий;
- на оплату работы экспертов, привлекаемых для подготовки условий конкурсов (аукционов), экспертизы поступающих заявок, экспертизы геолого-экономических, производственно-технических, экологических, финансовых, юридических и других обоснований условий освоения объекта лицензирования, предлагаемых претендентами;
- на комплектование пакетов геологической информации для претендентов (участников конкурсов или аукционов).

Размеры лицензионного сбора устанавливаются индивидуально для различных регионов.

Платежи за право пользования недрами включают в себя платежи за право на поиски и оценку месторождений полезных ископаемых, их разведку, разработку, за право использования отходов горнодобывающих и перерабатывающих производств, а также платежи за право строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Платежи за право добычи полезных ископаемых осуществляют в форме разового, а также последующих регулярных платежей с начала добычи в течение всего срока действия лицензии.

Стартовые размеры разовых платежей за право добычи полезных ископаемых определяются федеральными органами. При этом их размеры не должны быть менее 10 % регулярного платежа в расчете на среднегодовую производительность добывающего предприятия. Окончательная сумма разового платежа определяется по результатам конкурса или аукциона. Размеры и сроки уплаты разовых взносов указывают в лицензии.

Размеры регулярных платежей определяются по каждому месторождению с учетом вида полезного ископаемого, количества и качества запасов, природно-географических, горнотехнических условий, состояния и периода разработки месторождения, оценки риска пользователей недр и рентабельности разработки месторождения и устанавливаются по результатам конкурсов или аукционов органами, предоставляющими лицензию.

К минеральному сырью, по которому рассчитывают платежи, относятся все виды полезных ископаемых из запасов месторождения в пределах горного отвода, указанных в лицензии, включая наряду с основными полезными ископаемыми попутные компоненты, которые учтены Государственным балансом полезных ископаемых и указаны в лицензии, при наличии в нашей стране промышленной технологии их извлечения, а для иностранных участников — при наличии у них подобной технологии их извлечения.

В случае, когда предусматривается неизвлечение или частичное извлечение из основного полезного ископаемого части попутных полезных компонентов, указанных в лицензии, и направление добытого минерального сырья на дальнейшую переработку другим самостоятельным предприятиям, которые реализуют извлеченные при переделе попутные компоненты, недропользователи могут включать дополнительно в отпускную цену минерального сырья, направленного на переработку, затраты, равные платежам недропользователя за право добычи неизвлеченных попутных компонентов, исходя из расчета среднеотраслевой стоимости их реализации.

При планировании получения товарной продукции более высокой степени технологического передела минерального сырья (концентраты, окатыши, металлы и т.д.) размер платежей корректируют посредством понижающего коэффициента, определяемого как отношение себестоимости добытых полезных ископаемых к себестоимости реализованных продуктов их передела. К себестоимости добытых полезных ископаемых относят все затраты по их добыче, транспортированию и первичной переработке.

Регулярные платежи рассчитывают как долю от стоимости добытого минерального сырья с учетом погашаемых в недрах запасов полезных ископаемых и включают в себестоимость его добычи. Количество погашенных в недрах запасов полезных ископаемых определяют как сумму добытых (извлеченных из

недр) и потерянных в недрах. В расчет платежей за право добычи полезного ископаемого горнодобывающими предприятиями входит объем добычи полезного ископаемого и потерь при добыче.

Размеры регулярных платежей за право добычи полезных ископаемых рассчитывают в диапазоне установленных предельных уровней регулярных платежей (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Предельные уровни регулярных платежей за право добычи полезных ископаемых

Полезные ископаемые	Уровни платежей, % стоимости добытого минерального сырья
Уголь, горючие сланцы и торф	3—6
Черные металлы (железо, марганец, хром и ванадий)	1—5
Цветные и редкие металлы (медь, свинец, цинк, олово, никель, кобальт, молибден, ртуть, сурьма, висмут, кадмий, алюминий, стронций, титан, цирконий, литий, вольфрам, тантал, ниобий и др.)	2—6
Рассеянные элементы	4—6
Благородные металлы (золото, платиноиды и серебро)	4—10
Алмазы и драгоценные камни	4—8
Цветные камни (самоцветы) и пьезооптическое сырье	4—6
Радиоактивное сырье	2—6
Горно-химическое сырье (апатит, фосфорит, поваренная, калийные, магниевые каменные и борные соли, сульфат натрия, сера самородная и сера в нефтяных, газовых, серно-колчеданных и комплексных рудных месторождениях, барит, карбонатное сырье для химической промышленности, йод, бром, рассолы и др.), термальные воды	1—5
Горно-рудное и нерудное сырье для металлургии (асбест хризотиловый и для специзделий, графит, магнезит, брусит, дуниты, доломиты, флюсовые известняки, глины бентонитовые, формовочные, тугоплавкие и огнеупорные, каолины, кварц и кварциты, кварцевое, кварц-полевошпатовое, кремнистое и стекольное сырье, тальк, тальковый камень и пирофиллит, горный хрусталь, кварц для плавки, цеолиты, плавиковый шпат, слюда, мусковит, флогопит и вермикулит, асфальтиты, битумы и битуминозные породы, озокерит, минеральные краски, абразивы и др.)	2—5
Подземные пресные воды	2—8
Нерудные строительные материалы (цементное сырье, гипс и ангидрит, мел, камни облицовочные, пильные, бутовые и на щебень, пески строительные, песчано-гравийная смесь, галька, гравий, перлитовое и керамзитовое сырье, глины кирпичные и др.)	2—4

Помимо платежей за право пользования недрами при проектировании должны рассчитываться платежи за право использования отходов в горнодобывающих и перерабатывающих производствах, которые устанавливаются в том случае, если это использование осуществляют по самостоятельной лицензии, в размере 25—50 % платежей за право добычи соответствующих полезных ископаемых.

Платежи на воспроизводство минерально-сырьевой базы рассчитывают по стоимости минерального сырья или продукции проектируемого карьера за вычетом налога на добавленную стоимость, спецналога и акциза. Расчет может осуществляться по действующим ставкам отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы в процентах от стоимости первого товарного продукта, полученного и реализованного из фактически добытых полезных ископаемых (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Ставки отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы (в соответствии с Федеральным законом РФ «О ставках отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы». Действует с 01.01.96)

Виды и группы полезных ископаемых	Ставка отчислений, %
Нефть, газ и конденсат	10,0
Уголь	5,0
Торф	3,0
Железные и хромовые руды	3,7
Радиоактивное сырье	3,0
Цветные и редкие металлы	8,2
Благородные металлы	7,8
Алмазы, пьезооптическое, высокочистое кварцевое и камнесамоцветное сырье	3,5
Апатиты и фосфориты	3,1
Калийные соли	1,7
Другие полезные ископаемые (включая подземные воды)	5,0

Платежи на воспроизводство минерально-сырьевой базы включают в себестоимость добываемого полезного ископаемого и не рассчитывают на попутно извлекаемые компоненты и продукцию, получаемую при переработке пород вскрыши и отходов производства.

Акцизы (налоги, сборы) должны учитывать только в случае их введения Правительством Российской Федерации при добыче минерального сырья из месторождений с относительно лучшими горно-геологическими и экономико-географическими характеристиками.

Расчет платежей за используемые земельные участки

Данные платежи, согласно соответствующему Закону РФ, слагаются из единовременной выплаты З за изъятие из хозяйственного пользования участков поверхности с учетом их качества (лес, пашня, жилые и промышленные застройки, неудобья и т.п.) и ежегодного налога $P_{зi}$:

$$П_з = З + \sum_{i}^{t} P_{зi}.$$

Единовременные выплаты возмещают убытки и потери (сельскохозяйственного производства, лесного хозяйства и пр.), вызванные изъятием или ухудшением качества угодий и земель. Они зависят от стоимостей освоения новых земель взамен изымаемых для несельскохозяйственного использования, строительства новых зданий и сооружений, жилых массивов и других объектов, попавших в зону отчуждения земель, работ и эксплуатационных затрат на восстановление нарушенных транспортных и других коммуникаций и т.д. Кроме того, величина выплат определяется размером убытков и потерь, связанных с ухудшением качества земель и продукции, которое происходит из-за загрязнения территории, окружающей горное предприятие, выбросами вредных веществ вследствие нарушения гидрогеологического баланса и пр.

Единовременная плата за земельный отвод, руб.,

$$З = S_{з.о} Ц_н K_у,$$

где $S_{з.о}$ — площадь прирезаемого земельного отвода, га; $Ц_н$ — нормативная цена 1 га земельного отвода, руб/га (устанавливается индивидуально для различных регионов); $K_у$ — коэффициент увеличения цены в связи с инфляцией (принимается по данным конкретных расчетов).

Ежегодные платежи за земли, руб., используемые под промышленные нужды и расположенные вне населенных пунктов, устанавливают в размере трехкратных средних ставок налога района за использование земель, в котором расположено предприятие,

$$P_{зt} = S_{зt}(3Н_з) K'_у,$$

где $S_{зt}$ — площадь земельного отвода, облагаемого налогом в t-м году, га; $Н_з$ — ставка земельного налога, руб/га; $K'_у$ — коэффициент увеличения ставки земельного налога в связи с инфляцией.

Если в течение исследуемого периода предусматривается рекультивация земель, то размер ежегодных налогов уменьшается на величину платы за рекультивированные и переданные для использования площади.

Величину ставки ежегодного земельного налога $Н_з$ для конкретного региона принимают индивидуально, при этом ее умножают на корректировочный коэффициент $K'_у$, который устанавливают централизованно для каждого года.

В случаях, когда земельный отвод горного предприятия попадает в черту населенных пунктов и городов, ставки земельного налога устанавливают по средним ставкам земельного налога в городах и населенных пунктах.

Расчет платежей за загрязнение окружающей среды

За воздействие на окружающую среду помимо платежей за пользование недрами, воспроизводство минерально-сырьевой базы, использование земельных участков при проектировании подлежат расчету три вида ежегодных выплат за загрязнение: атмосферного воздуха, поверхностных и подземных вод и территории вследствие размещения на ней отходов производства.

Каждый вид платежей рассчитывают по трем категориям:

- в пределах допустимых загрязнений;
- в пределах установленных лимитов;
- при превышении установленных лимитов.

В соответствии с этими категориями администрации территорий устанавливают нормативы, по которым осуществляют расчет размеров ежегодных платежей.

Расчетный размер платежей за нормативные и лимитные объемы загрязнения водного и воздушного бассейнов, размещение отходов производства может быть уменьшен на сумму затрат предприятия на выполнение природоохранных мероприятий по этим средам, но не более чем на 70 %.

Расчет платежей за загрязнение атмосферного воздуха

Расчет платежей за загрязнение атмосферного воздуха проводят по показателям предельно допустимых выбросов (ПДВ) и временно допустимых выбросов (ВДВ) в зависимости от вида загрязняющих источников — стационарных или передвижных.

Расчет платежей за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от стационарных источников (в формулах используется индекс «а») в пределах допустимых загрязнений (ПДВ) осуществляют по следующей формуле:

$$П_{а.п} = C_{а.п} \sum M_{ai} A_{ai} \quad \text{при} \quad M_{ai} \le M_{а.пi},$$

где $C_{а.п}$ — норматив платежей за выбросы в атмосферу в пределах допустимых загрязнений с учетом коэффициента экологической ситуации территории, руб/т; M_{ai} — фактический выброс i-го загрязняющего вещества, т/год; $M_{а.пi}$ — предельно допустимый выброс i-го загрязняющего вещества, т/год (определяется в соответствии с «Инструкцией по нормированию выбросов (сбросов) загрязняющих веществ в атмосферу и в водные объекты», утвержденной Госкомприроды в 1990 г.); $A_{ai} = 1/ПДК_i$ — коэффициент, учитывающий относительную опасность i-го загрязняющего вещества ($ПДК_i$ — среднесуточная предельно допустимая концентрация i-го загрязняющего вещества в воздухе населенных мест, мг/м^3).

При выбросах в атмосферу от стационарных источников в пределах установленных лимитов временно согласованных выбросов (ВСВ)

$$П_{а.л} = C_{а.л} \sum (M_{ai} - M_{а.пi}) A_{ai} \quad \text{при} \quad M_{а.пi} < M_{ai} \le M_{а.лi},$$

где $C_{а.л}$ — норматив платежей за выбросы в атмосферу в пределах установленного лимита ($C_{а.л} = 5C_{а.п}$), руб/т; $M_{а.лi}$ — выброс i-го загрязняющего вещества в атмосферу в пределах установленного лимита, т/год.

При превышении установленных лимитов выбросов в атмосферу (сверхлимитный выброс)

$$П_{а.с} = C_{с.в} \sum (M_{ai} - M_{а.лi}) A_{ai} \quad \text{при} \quad M_{ai} > M_{а.лi},$$

где $C_{а.л}$ — норматив платежей за сверхлимитные выбросы в атмосферу (за превышение установленных лимитов выбросов) ($C_{а.с} = 25C_{а.п}$), руб/т.

Общие платежи за загрязнение атмосферного воздуха от стационарных источников определяют по формуле

$$П_а = П_{а.п} + П_{а.л} + П_{а.с}.$$

Расчет платежей за выбросы загрязняющих веществ в атмосферу от передвижных источников (в формулах используется индекс «б») в пределах допусти-

мых загрязнений в зависимости от применяемых видов топлива осуществляют по следующей формуле:

$$П_{б.н} = \sum C_{бi} Q_i,$$

где $C_{бi}$ — норматив платежей при использовании (сжигании) i-го вида топлива, руб/т (руб/тыс. м^3); Q_i — общий годовой расход i-го вида топлива (жидкого топлива — в т, природного газа — в тыс. м^3).

При превышении норм загрязняющих веществ в отработанных газах автомобилей размер платежа за сверхнормативные выбросы составит

$$П_{б.с} = C_{б.с} N_{авт},$$

где $C_{б.с}$ — норматив платежей за сверхлимитные выбросы автомобилей, руб.; $N_{авт}$ — число автомобилей, эксплуатируемых с превышением выбросов в пересчете на весь парк (при парке до 100 автомашин контролю подлежат 30 % их общего числа, от 100 до 500 — 20 %).

Общие платежи за загрязнение атмосферного воздуха от передвижных источников составят

$$П_б = П_{б.н} + П_{б.с}.$$

Суммарный размер платежей за загрязнение атмосферы выбросами от стационарных и передвижных источников

$$П_{атм} = П_а + П_б.$$

Расчет платежей за сбросы загрязняющих веществ в поверхностные и подземные водные обьекты и на рельеф местности

Расчет платежей за сбросы загрязняющих веществ в водные объекты (поверхностные и подземные) на рельеф местности (в формулах используется индекс «в») проводят по показателям предельно допустимых (ПДС) и временно согласованных (ВСС) сбросов.

Платежи за сбросы загрязняющих веществ в допустимых пределах (ПДС)

$$П_{в.н} = C_{в.н} \sum M_{вi} A_{вi} \quad \text{при} \quad M_{вi} \le M_{в.нi},$$

где $C_{в.н}$ — норматив платежей за сбросы загрязняющих веществ в пределах, не превышающих ПДС, руб/т; $M_{вi}$ — фактический сброс i-го загрязняющего вещества, т/год; $A_{вi} = 1/ПДК_i$ — коэффициент, учитывающий относительную опасность i-го загрязняющего вещества ($ПДК_i$ — предельно допустимая концентрация i-го вещества в воде объектов рыбохозяйственного (хозяйственно-питьевого) водопользования, г/м^3; см: том II, приложения); $M_{в.нi}$ — предельно допустимый сброс i-го загрязняющего вещества, т/год (определяется в соответствии с «Методическими указаниями по разработке проекта норм ПДС»).

Платежи за сбросы загрязняющих веществ в пределах установленных лимитов (ВСС)

$$П_{в.л} = C_{в.л} \sum (M_{вi} - M_{в.нi}) A_{вi} \quad \text{при} \quad M_{в.нi} < M_{вi} \le M_{в.лi},$$

где $C_{в.л}$ — норматив платежей за сбросы загрязняющих веществ в пределах установленных лимитов, руб/т; $M_{в.лi}$ — временно согласованный лимит сброса i-го загрязняющего вещества в пределах установленного лимита, т/год.

Платежи за сбросы загрязняющих веществ при превышении установленных лимитов

$$П_{в.с} = C_{в.с} \sum (M_{вi} - M_{в.лi}) A_{вi} \text{ при } M_{вi} > M_{в.лi}.$$

Суммарный размер платежей за сбросы загрязняющих веществ в поверхностные и подземные водные объекты и на рельеф местности составит

$$П_{в} = П_{в.п} + П_{в.п} + П_{в.с}.$$

Расчет платежей за размещение отходов

Под *отходами производства* понимают остатки сырья, материалов, полуфабрикатов, образовавшихся при производстве продукции или выполнении работ. В горнодобывающей промышленности в отходы производства включают вмещающие и вскрышные горные породы, забалансовые (некондиционные) руды, хвосты обогащения, продукты пылегазоочистки и аспирационных систем и пр.

Класс токсичности отходов определяется в соответствии с «Временным классификатором токсичных промышленных отходов и методическими рекомендациями по определению класса токсичности промышленных отходов» (документ утвержден в 1987 г.).

Отходы производства складируют в отвалы, шламо- и хвостохранилища, а также используют в качестве вторичного сырья (утилизация). Токсичные отходы подлежат захоронению на специальных полигонах.

Платежи за размещение отходов производства в пределах установленных лимитов составляют

$$П_{отх.л} = \sum C_{отх.лi} M_{отхi} \text{ при } M_{отхi} \le M_{отх.лi},$$

где $C_{отх.лi}$ — норматив платы за размещение i-го отхода в пределах установленных лимитов с учетом коэффициента экологической ситуации по почвам, руб/т; $M_{отхi}$ — фактическое размещение i-го отхода, т/год; $M_{отх.лi}$ — лимит размещения i-го отхода, т/год.

Лимит размещения — объем отходов, который допускается разместить в установленный период времени. Этот параметр определяется исходя из норм расхода сырья и материалов с учетом планируемого объема производства (производственной программы) за вычетом планируемого объема отходов, используемых в качестве вторичного сырья.

Платежи за сверхлимитное размещение отходов (токсичных и нетоксичных) составляют

$$П_{отх.с} = 5 \sum C_{отх.лi} (M_{отхi} - M_{отх.лi}) \text{ при } M_{отхi} > M_{отх.лi}.$$

При размещении отходов в пределах земельного отвода предприятия базовый норматив платежей $П_{отх.л}$ умножается на коэффициент 0,3 при условии соблюдения нормативных требований.

3.2. Методы оценки и выбора технических решений

3.2.1. Классификация методов оценки решений

Выбор метода оценки различных вариантов проектных решений и процедуры принятия и выбора лучшего варианта проекта зависит прежде всего от полноты представления параметров системы, ее окружения, правильности постановки целей и критериев, отображающих степень их достижения.

Различают принятие решений в условиях определенности, когда все факторы, характеризующие систему и ее окружение, известны (или приняты таковыми), и в условиях действия случайных факторов. Случайным факторам придают определенные значения (например, используют математические ожидания величин, их характеризующих) и вероятностную задачу сводят к детерминированной. Однако существует и ряд специальных методов, которые учитывают вероятностные характеристики системы и среды.

Если объект или систему создают для достижения одной цели или из нескольких целей может быть выделена главная, то сравнить варианты наиболее просто, и осуществляют его по одному критерию, характеризующему степень достижения цели. При этом если вариантов мало, то используют метод вариантов. Если же вариантов много или они формируются в процессе решения на основе учета ограничений задачи, то для выбора наилучшего из них применяют методы математического программирования.

Обычно основными характеристиками систем являются эффективность их функционирования и стоимость создания, т.е. при проектировании стремятся достичь две цели: *повышение эффективности и снижение стоимости системы*. В этом случае используют метод технико-экономического анализа систем, основанный на сопоставлении затрат и эффективностей.

Однако обычно сравнение вариантов необходимо проводить по нескольким критериям оптимальности, что требует использования различных методов многокритериальной оценки альтернатив (многокритериальной оптимизации). При применении большинства методов возникают две основные проблемы: как получить оценки по отдельным критериям и как их объединить и агрегировать в общую оценку полезности альтернативы.

Таким образом, при сравнении вариантов по нескольким критериям должны последовательно выполняться две процедуры.

1. Разработка перечня критериев. При этом определяют, как измерять уровень качества по каждому критерию, т.е. как строить шкалу измерений. Здесь могут применяться балльные шкалы, в которых обычно наилучшему качеству присваивают 10 баллов, а худшему — 1 балл.

2. Оценка каждого варианта по шкале каждого из критериев. После этого возможен переход к получению общей ценности варианта, который, как правило, осуществляется с помощью формулы, агрегирующей оценки по отдельным критериям в общую оценку полезности. Известно множество подобных формул.

Методы принятия решений при многих критериях отличаются способом перехода к единой оценке полезности альтернатив.

3.2.2. ОЦЕНКА РЕШЕНИЙ ПО НЕСКОЛЬКИМ ПОКАЗАТЕЛЯМ

При проектировании горных предприятий, являющихся сложными природно-техническими комплексами и, следовательно, типичными многоцелевыми объектами, целями могут служить показатели годовых объемов добычи полезных ископаемых, качества выпускаемой продукции, рационального использования недр, воздействия на окружающую среду, экономической деятельности предприятия, безопасности проведения работ и условий труда и т.д.

Наличие нескольких целей и соответствующих им показателей эффективности требует оценивать варианты проектных решений по нескольким показателям, из которых одни желательно максимизировать, а другие — минимизиро-

вать. В условиях, когда нельзя достигнуть одновременного улучшения решения по всем критериям, поиск лучшего варианта сводится к нахождению наиболее приемлемого компромиссного решения. Его выбор при многих критериях связан с необходимостью решения проблемы замещений, т.е. проблемы сопоставления по предпочтительности потерь по одним критериям с выигрышами по другим. Достичь этого можно с помощью различных способов, зависящих от требований к окончательному решению, характера конкретной задачи принятия последнего, полноты информации и ряда других факторов.

Один из первых методов решения многокритериальных задач, предложенный итальянским математиком Парето, основан на следующих допущениях:

- эффективность системы (объекта) возрастает, если повышается эффективность по всем критериям (по сравнению с некоторым начальным состоянием);
- эффективность системы (объекта) увеличивается, если улучшаются значения одного или нескольких критериев, а значения остальных не изменяются.

Состояние, при котором нельзя больше улучшить хотя бы один из критериев оценки, не ухудшая значения хотя бы одного из других критериев, свидетельствует о достижении оптимума Парето. Другими словами, оптимальными по Парето являются решения, имеющие по всем критериям не худшие, а хотя бы по одному из них лучший показатель, чем другие варианты. Область оптимальных решений по Парето является областью возможных компромиссов. Выделение Парето оптимальных решений (ядра Парето) позволяет уменьшить число сравниваемых вариантов.

Например, сравнивают восемь вариантов решений (альтернатив) по двум критериям: эффективность Э и стоимость С. Эффективность, естественно, требуется максимизировать, а стоимость — минимизировать. Придадим этим показателям определенные значения и запишем их в таблицу (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Показатели вариантов решений

Вариант	Показатели		Вариант	Показатели	
	Э	С		Э	С
1	20	24	5	31,2	4,2
2	30,5	23	6	51,5	23
3	24	18	7	42	8,3
4	20	6	8	46,5	14

Изобразим варианты решений в виде точек B_1, B_2, B_3, ..., B_8 с координатами, соответствующими показателям Э и С, в прямоугольной системе координат (рис. 3.1). Сравнение вариантов и выделение ядра Парето проведем согласно ранее сформулированным принципам. Варианты, имеющие преимущество перед остальными по эффективности, при той же стоимости должны располагаться на правой границе области возможных вариантов, а варианты, которые при равной эффективности имеют меньшую стоимость, — на нижней границе названной области.

Очевидно, что при выборе вариантов по двум показателям Э и С следует предпочесть те из них, которые лежат одновременно и на правой, и на нижней

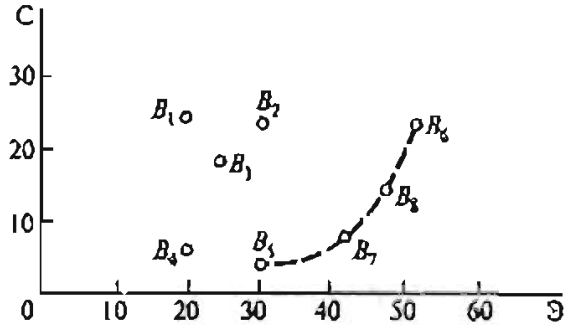


Рис. 3.1. Сравнение вариантов решений (ядро Парето)

границах области (см. пунктирную линию на рис. 3.1). Действительно, для каждого из вариантов, не лежащих на этом участке границы, всегда найдется другой вариант, не уступающий ему по эффективности, но имеющий меньшую стоимость или, наоборот, не уступающий ему по стоимости, но зато более эффективный. Таким образом, из восьми сравниваемых вариантов четыре — B_1, B_2, B_3 и B_4 — должны быть исключены из дальнейшего рассмотрения.

Проанализируем оставшиеся четыре варианта — B_5, B_6, B_7 и B_8. Из них B_6 — наиболее эффективный, но сравнительно дорогой, B_5 — самый дешевый, но зато не столь эффективный. При выработке решения необходимо установить, какой ценой можно оплатить определенное повышение эффективности или, наоборот, какой долей эффективности можно пожертвовать, чтобы уменьшить стоимость варианта.

Аналогичный предварительный просмотр вариантов (хотя и без наглядной геометрической интерпретации) может быть проведен и при наличии большого числа показателей. Процедура предварительной отбраковки неконкурентоспособных вариантов должна всегда предшествовать решению задачи с несколькими показателями. Это хотя и не снимает необходимости компромисса, но существенно уменьшает множество решений, в пределах которого осуществляют выбор.

Вследствие того что оценка варианта по нескольким показателям затруднительна, часто достаточно искусственно объединяют несколько показателей в один обобщенный — комплексный критерий (функцию ценности). При этом относительная важность частных критериев учитывается в обобщенном критерии с помощью специальных положительных чисел, называемых коэффициентами важности (значимости, «весами»). Обычно полагают, что эти числа в сумме равны единице. Абсолютные значения коэффициентов («весов») соответствуют важности каждого из показателей.

Отметим, что общим недостатком агрегированных (составных) критериев является то, что низкая эффективность по одному показателю всегда может быть скомпенсирована за счет другого.

Однако некритическое отношение к любому виду составных критериев может привести к неправильным выводам. Вместе с тем когда «веса» не выбирают произвольно, а подбирают так, чтобы составной критерий наилучшим образом выполнял свою функцию, удается получить с его помощью достаточно приемлемые результаты.

Некоторые задачи с несколькими показателями можно свести к задаче с одним, если выделить только главный показатель эффективности $Э_1$ и стремиться

его обратить в максимум, а на остальные вспомогательные $Э_2$, $Э_3$, ... наложить лишь некоторые ограничения вида

$$Э_2 \geq э_2.; \ ...; \ Э_m \geq э_m.$$

Эти ограничения, разумеется, необходимо ввести в комплекс заданных условий a_1, a_2, ... Например, при оптимизации плана работы карьера условиями могут быть максимальная прибыль, выполнение плана добычи по сортам и видам полезных ископаемых, себестоимость, не превышающая заданный уровень. При такой постановке задачи все показатели эффективности, кроме одного, главного, переводят в разряд *заданных условий*. Варианты решения, не укладывающиеся в заданные границы, отбрасывают, как неконкурентоспособные. Решения будут зависеть от того, как выбраны ограничения для вспомогательных показателей. Чтобы определить, насколько это влияет на окончательные рекомендации по выбору решения, целесообразно рассмотреть варианты при изменении ограничений в некоторых пределах.

Выработку компромиссного решения можно осуществить также методом последовательных уступок. Предполагая, что показатели эффективности расположены в порядке убывающей важности: сначала основной $Э_1$, затем другие вспомогательные $Э_2$, $Э_3$, ..., находят решение, обращающее в максимум главный показатель эффективности $Э_1$. Затем назначают, исходя из практических соображений и точности, с какой известны исходные данные, некоторую «уступку» $\Delta Э_1$, которую можно допустить для того, чтобы обратить в максимум второй показатель $Э_2$. Далее на показатель $Э_1$ накладывают ограничение, чтобы он был не меньше, чем $Э_1^* - \Delta Э_1$ (где $Э_1^*$ — максимально возможное значение $Э_1$), и находят решение, обращающее в максимум $Э_2$. Далее снова назначают «уступку» в показателе $Э_2$, ценой которой можно максимизировать $Э_3$, и т.д.

Этот способ построения компромиссного решения хорош тем, что сразу видно, ценой какой «уступки» в одном показателе приобретается выигрыш в другом. Необходимо подчеркнуть, что свобода выбора решения, приобретаемая ценой даже незначительных «уступок», может существенно повысить эффективность решения

Из существующих методов многокритериальной оценки вариантов коротко рассмотрим прямые и компенсационные.

Прямые методы. В данном случае форма зависимости результирующей полезности альтернативы от ее оценок по отдельным критериям задается без всяких теоретических обоснований, а параметры этой зависимости либо также задаются, либо непосредственно, «впрямую», оцениваются тем, кто принимает решения. Наиболее часто используется такой вид зависимости, при котором определяются численные показатели важности критериев («веса»), умножаемые на оценки по критериям, полученным с помощью метода взвешенной суммы оценок критериев. В числе других прямых методов должны быть упомянуты и деревья решений.

Прямые методы можно разделить на пять групп.

К первой группе относят методы, в основе которых заложен выбор как самой основной формулы полезности для многокритериальной альтернативы, так и всех ее параметров. При выборе этой формулы обычно используют некоторые принципы (например, принцип одинаковой степени достижения экстремума по всем критериям).

Вторую группу составляют методы, в которых лицо, принимающее решения (ЛПР), выбирает один из способов определения полезности альтернатив при неизвестной информации о вероятности влияния различных внешних условий. Обоснованием для выбора служит привлекательность того или иного способа для ЛПР.

Третья группа объединяет методы, в которых постулируется основная форма зависимости, но ее параметры назначает ЛПР. К этой группе относится метод взвешенных сумм оценок критериев. Обоснованиями для выбора этих методов обычно служат утверждения типа «это удобно и просто, проблему следует решать именно таким способом».

Четвертую группу составляют методы, в которых основная форма зависимости задается, а ее параметры определяются путем вычислений, проводимых на основе прямой оценки ЛПР полезностей некоторых многокритериальных альтернатив.

Пятая группа объединяет методы, в которых за основу берется формула максимизации ожидаемой полезности (она постулируется), а ЛПР определяет вероятностные оценки различных исходов на деревьях решений. Обоснованием для выбора этих методов служит представление о принципе максимизации ожидаемой полезности как о «единственно рациональном» в принятии решений.

При постулировании принципов ЛПР располагает целым рядом из них, принятие каждого из которых предопределяет выбор конкретной зависимости между полезностью многокритериальной альтернативы и ее оценками по критериям. Известны такие принципы, как равномерности, справедливой «уступки» и т.д.

В качестве примера может быть приведен следующий вид зависимости:

$$U = \sum_{i=1}^{N} \left[\frac{x_i - x_i^*}{x_i^*} \right]^2,$$

где x_i^* — наилучшее значение по i-му критерию; x_i — фактическая оценка по i-му критерию.

Такой вид зависимости выражает введение для всех критериев как бы квадратичного штрафа отклонений от наилучшего значения. Данный подход рекомендуется для динамических систем, где оптимизация по каждому из отдельных критериев достаточно трудоемка. Причем в формулу может быть введен и «вес» критериев, что позволит учитывать их важность. Подобный подход широко используют при комплексной оценке проектов, оценке качества горных машин и т.д.

При построении функции ценности наиболее часто применяют аддитивный критерий с линейной функцией ценности.

По методу взвешенной суммы общая оценка

$$U = \sum_{i=1}^{N} w_i x_i,$$

где w_i — «вес» (важность) i-го критерия, назначаемый лицом, принимающим решения; x_i — оценка альтернативы по i-му критерию.

Иногда этот метод используют при единичных «весах»:

$$\sum_{i=1}^{N} w_i = 1.$$

Если $w_i = 1$ ($i = 1, \ldots, N$), а измеряется в целых числах (баллах), то метод называют балльным.

Логическим обоснованием метода взвешенной суммы является представление об общей полезности альтернативы как о сумме оценок нескольких независимых критериев. Коэффициенты, выражают относительную важность оценок критериев. Использование весовых коэффициентов позволяет получить линейную комбинацию компонент векторного (многокомпонентного) критерия. Однако введение линейных связей между независимыми по своей природе составляющими часто не позволяет получить удовлетворительного решения.

Для определения «весов» критериев рекомендуется использовать следующие приемы.

1. Упорядочение критериев по важности. При этом весовые коэффициенты устанавливаются на основе балльных оценок либо за лучшую принимается альтернатива, имеющая лучшую оценку по более важному критерию, вне зависимости от оценок по прочим критериям (т.е. у важного критерия весовой коэффициент принимается равным 1, а у остальных — 0).

2. Определение отношений по важности для «весов» критериев. При этом ЛПР задает отношение w_i/w_j в числовом виде.

3. Построение таблиц на основе попарного сравнения критериев по важности (табл. 3.4). В таблице строки и столбцы соответствуют номерам критериев. На пересечении i-й строки и j-го столбца заносится 1, если i-й критерий важнее j-го, и 0 — в противном случае.

Таблица 3.4

Попарное сравнение критериев по важности

Критерий	1	2	...	j	...	N	Сумма
1	—	1	...	0	...	1	a_1
2	0	—	...	1	...	0	a_2
...	...	...	...	...	...	...	...
i	1	0	...	—	...	1	a_i
...	...	...	...	...	...	...	...
N	0	1	...	0	...	—	a_N

В последнем столбце содержится сумма элементов строк. Все критерии считаются пропорциональными этой сумме. Такой подход целесообразен при большом числе критериев.

Если проводится многократное повторное сравнение пар критериев по важности (например, экспертами или с учетом возможности забывания), в таблицу заносится на пересечении i-й строки и j-го столбца число раз, когда ЛПР при многократном сравнении был i-й критерий предпочтен j-му.

4. Определение «весов» при помощи совокупности последовательных сравнений (метод Черчмена—Акоффа).

Сравнивая важность критериев между собой и их суммарную важность, ищут неравенства, определяющие диапазоны значений для каждого из «весов», после чего, решая систему уравнений и неравенств, выбирают любое множество чисел, не противоречащее полученным соотношениям важностей критериев и их суммарной важности.

5. Нахождение «весов» после предварительного определения средней точки. Определяются средние значения на шкалах критериев, совокупность которых дает координаты средней точки в пространстве критериев. При этом «веса» рассматриваются как отношение важности критериев при отклонениях относительно средней точки.

6. Использование иерархии критериев. Иногда можно построить иерархию последних, выделив в каждом из сложных критериев совокупность простых, входящих в него. Важность составного критерия считается пропорциональной числу входящих в него простых критериев.

7. Определение вместо точных значений весовых коэффициентов важности критериев диапазона их возможных значений.

8. Интерполяция функции полезности. Данный подход предполагает постулирование общего вида последней. При этом параметры функции не назначаются ЛПР, а определяются расчетным путем на основе прямой (числовой) оценки ЛПР некоторых многокритериальных альтернатив.

Для упрощения сравнения многокритериальных альтернатив служат приемы, используемые при построении и применении шкал критериев.

1. Предварительные «отсечки» по качеству. На шкалах критериев определяется минимальный уровень качества. Если хотя бы одна оценка альтернативы ниже этого уровня, она исключается из рассмотрения.

2. Определение «диапазонов нечувствительности». На шкале критериев определяется такой интервал значений, в пределах которого оценки двух альтернатив рассматриваются как одинаковые.

3. Непосредственное получение от ЛПР кривых полезности для шкал критериев. Лицо, принимающее решение, изображает на графиках кривые полезности по критериям, взятым отдельно и независимо от других критериев.

4. Построение кривых полезности по каждому из критериев путем поэтапного выявления предпочтений ЛПР тем или иным способом (сравнения оценок, интервалов между оценками и т.д.).

Методы компенсации. Они основаны на идее компромисса — уравновешивания по полезности оценок по различным критериям. Иными словами, оценки одной альтернативы уравновешивают (компенсируют) оценками другой для того, чтобы найти какие из них лучше. Идея метода заключается в том, что при сравнении нескольких вариантов трудно держать в поле зрения все их достоинства и недостатки. Если же выписывать в два отдельных списка достоинства и недостатки каждой альтернативы, то с помощью сопоставления можно определить, какой недостаток (или их совокупность) допустимо признать эквивалентным определенному достоинству (или их совокупности), после этого они вычеркиваются из списка.

Переход от сравнения вариантов по различным критериям к их сравнению в целом возможен различными путями. Выделим среди них построение кривых безразличия и сравнение разностей оценок альтернатив по критериям.

Кривые безразличия — это гиперповерхности уровней функции ценности. На рис. 3.2 приведен условный пример кривых безразличия для двух критериев

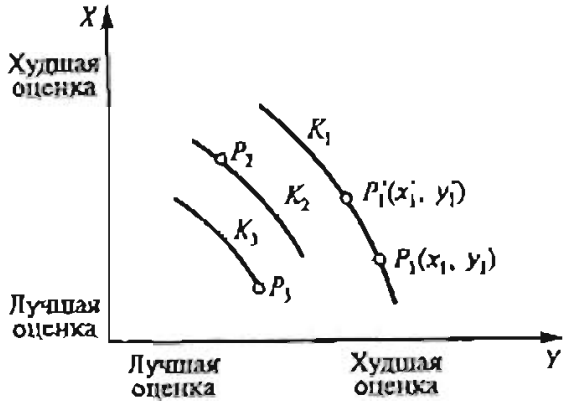


Рис. 3.2. Кривые безразличия K_1, K_2 и K_3 для двух критериев X и Y оценки альтернатив

оценки альтернатив. Точки P_1, P_2, P_3 называются исходными. Построение кривой безразличия K_1 осуществляют в указанной последовательности:

1) выбирают исходную точку $P_1(x_1, y_1)$, где x_1, y_1 — значения критериев X, Y в данной точке;

2) выбирают приращение Δ по критерию X (положительное или отрицательное) и находят $x_1' = x_1 + \Delta$;

3) определяют такое значение y_1' по критерию Y, при котором точка $P_1'(x_1', y_1')$ эквивалентна по полезности точке $P_1(x_1, y_1)$. Величину y_1' можно найти расчетным путем или на основании диалога с ЛПР. Для этого лицу, принимающему решения, задают вопросы: каково значение y_1', при котором приращение $\Delta_1 = y_1' - y_1$ эквивалентно Δ;

4) по найденным таким образом точкам безразличия проводят кривую безразличия.

Если в многокритериальном пространстве построены кривые (поверхности) безразличия, то сравнить многокритериальные альтернативы легко, так как эти поверхности (или кривые, построенные по исходным точкам) можно упорядочить по полезности. Так, точка P_2 на рис. 3.2 предпочтительнее P_1.

Поиск точек безразличия обычно применяют для построения функции полезности для критериев, имеющих общую единицу измерения.

В различных *методах сравнения разностей оценок альтернатив* используют два возможных подхода. При одном принимается такой порядок действий, который предусматривает на первом этапе оценку полезностей альтернатив и на следующем — их сравнение. При другом подходе альтернативы сначала сравниваются покритериально, а уже потом осуществляется общее сопоставление всех достоинств и недостатков каждой из них.

Рассмотрим случай сравнения двух альтернатив при наличии критериев. При сравнении разностей оценок нужно сделать N попарных сравнений последних по N критериям. При непосредственной оценке каждой из альтернатив необходимо осуществить $2N$ сравнений между оценками по различным критериям.

Отметим, что сравнить оценки по одному критерию проще. При попарном сравнении альтернатив могут вводиться округления, и при малых различиях оценок по ряду критериев они могут считаться примерно одинаковыми. В этом

случае становится возможным сосредоточить внимание на критериях, оценки которых имеют существенные отличия.

Давая общую оценку методам компенсации, следует подчеркнуть, что построение кривых или поверхностей безразличия очень трудоемко и вряд ли практически осуществимо при трех критериях и более. Методы сравнения разностей оценок приводят к необходимости непосредственного сравнения многокритериальных альтернатив, что также довольно сложно.

3.2.3. ВЫРАБОТКА РЕШЕНИЙ С УЧЕТОМ ВЕРОЯТНОСТНЫХ ФАКТОРОВ

Как уже отмечалось, на решение задач влияют различные случайные факторы, к которым чаще всего относят условия, в которых функционирует карьер (климат, горно-геологические характеристики месторождения, надежность оборудования и т.д.). Кроме того, решение, как правило, вырабатывают по нескольким критериям. При этом требуется определить, какому из них следует отдать предпочтение (обычно для разных критериев различно и решение). Во всех случаях приходится вырабатывать решение в условиях неопределенности, возникающей из-за недостатка (отсутствия) информации, в частности об условиях работы объекта.

Выработку решений при неопределенности, когда последняя обусловлена условиями задачи, а планам реализации проекта «противодействует» в качестве «условного противника» природа, в действиях которого противодействие как таковое отсутствует, но его поведение неизвестно, осуществляют с помощью теории статистических решений.

Основная задача теории статистических решений в общем виде может быть представлена следующим образом. Имеется несколько вариантов решения A_1, A_2, ..., A_m. Известны их показатели (эффективность) U_{ij} в зависимости от показателей внешних условий (природы) $П_1$, $П_2$, ..., $П_n$. Необходимо выявить наиболее предпочтительный вариант. (Здесь U_{ij} — показатель решения задачи для варианта A_i и состояния внешних условий (природы) $П_j$.)

При этом показатели (эффективность) вариантов U_{ij}, помимо известных, определяются рядом факторов, точное значение которых не установлено (состояние климатических условий в определенные календарные сроки, точное пространственное положение и характеристики качества полезных ископаемых отдельных залежей месторождения, спрос на продукцию, цена на оборудование и энергетические тарифы в перспективе и т.д.).

Определенным предположениям о значениях (состояниях) случайных факторов внешних условий соответствуют различные показатели вариантов решения задачи. Показатели решений для различных вариантов A_i и $П_j$ задаются матрицей $\|a_{ij}\|$ (табл. 3.5), которая называется платежной, или матрицей выигрышей. Часто вместо названной используется матрица рисков (сожалений) $\|r_{ij}\|$. Риск r_{ij} представляет собой разность между максимальным выигрышем при определенном состоянии внешних условий (т.е. выигрышем, который был бы получен, если было бы известно состояние природы $П_j$) и выигрышем, полученным при выборе конкретного варианта решения A_i,

$$r_{ij} = \beta_j - a_{ij},$$

где $\beta_j = \max\ a_{ij}$.

Таблица 3.5

Платежная матрица (матрица выигрышей)

Вариант решения	Состояние внешних условий (природы)					
	$П_1$	$П_2$	...	$П_j$	...	$П_n$
A_1	U_{11}	U_{12}	...	U_{1j}	...	U_{1n}
A_2	U_{21}	U_{22}	...	U_{2j}	...	U_{2n}
...	...	...	...	...	...	...
A_i	U_{i1}	U_{i2}	...	U_{ij}	...	U_{in}
...	...	...	...	...	...	...
A_m	U_{m1}	U_{m2}	...	U_{mj}	...	U_{mn}

Выработку решения начинают с сопоставления вариантов решений. При этом проверяют, нет ли вариантов, лучших при любых состояниях внешних условий (доминирующих). Когда одна стратегия доминирует над всеми, принятие решения тривиально. Если доминирующие стратегии отсутствуют, то в зависимости от состояния внешних условий (которое неизвестно) эффективны и различные варианты решений. В этих случаях для выработки решения используют различные критерии оптимальности.

Наиболее просто решается задача, если есть информация о вероятностных состояниях внешних условий $П_j$ (причем $\sum_j^m П_j = 1$). В этом случае в качестве критерия используют математическое ожидание выигрыша (или риска), т.е. выбирают решение, при котором

$$\sum_j^m П_j a_{ij} \to \max,$$

$$\sum_j^m П_j r_j \to \min \quad (i = 1, 2, \ldots, n).$$

В такой постановке задача принятия решения в условиях неопределенности сводится к задаче принятия решения в условиях риска. Принятое решение оптимально при многократном повторении операции.

Выбор предпочтительного варианта чаще всего выполняют с использованием критериев Вальда, Сэвиджа, Гурвица и Лапласа.

1. Критерий Вальда — наибольшая осторожность (максиминный критерий). С помощью него выбирают наилучший из наихудших возможных вариантов:

$$U_в^* = \max_i \min_j U_{ij},$$

где i — индекс строки (варианта решения); j — индекс столбца (внешних условий) (см. табл. 3.5).

При использовании этого критерия для каждого варианта находят минимальное значение показателя решения U_{ij}, соответствующее наихудшему в данном случае состоянию внешних условий, т.е. $\min a_j$. Далее из всех возможных вариантов выбирают тот, для которого минимальное значение показателя решения максимально.

Критерий Вальда является пессимистическим, при его использовании ориентируются на наихудшее состояние внешних условий.

2. **Критерий Сэвиджа** представляет собой разновидность пессимистического подхода при выборе варианта решения задачи. При его применении находят минимальное значение риска при самом неблагоприятном состоянии внешних условий

$$U_{\text{С}}^{*} = \max_{i} \min_{j} r_{ij}.$$

С этой целью для каждого варианта внешних условий $П_j$ определяют максимальное значение показателя U_{ij}. Затем строят матрицу рисков, для чего из полученных максимальных значений U_{ij} вычитают величины этого показателя для всех вариантов решения задачи и состояния внешних условий. Полученные результаты заносят в матрицу рисков. В дополнительном столбце этой таблицы показывают максимальное значение риска (потери) для каждого варианта решения.

Далее для каждого варианта решения по матрице рисков построчно находят максимальные значения риска, затем выбирают из них минимальное.

3. **Критерий Гурвица** является комбинированным, сочетающим как оптимистический, так и пессимистический подходы. При его применении принимают некоторые промежуточные характеристики внешних условий, не самые лучшие, но и не самые худшие. Предпочтительной считают стратегию, при которой

$$U_{\text{Г}}^{*} = k \min_{i} U_{ij} + (1-k) \max_{j} r_{ij} \to \max,$$

где $k = 0 \div 1$ — коэффициент, характеризующий долю пессимизма и оптимизма.

Коэффициент выбирают по субъективным соображениям: чем сложнее ситуация и больше необходимость застраховаться, тем k ближе к единице. При $k = 1$ критерий Гурвица преобразуется в критерий Вальда.

4. **Критерий Лапласа** опирается на известный принцип недостаточного обоснования. Поскольку вероятности состояния неизвестны, необходимая информация для вывода о том, что они различны, отсутствует. Все варианты внешних условий принимают равновероятными и для каждой альтернативы A_i определяют показатель

$$U_{\text{кр}} = \frac{1}{m} \sum_{j=1}^{m} U_{ij}.$$

Далее выбирают

$$U_{\text{Л}}^{*} = \max_{i} U_{\text{кр}}.$$

Обычно нет оснований отдавать предпочтение какому-либо из приведенных критериев. Поэтому в условиях, когда нет очевидного доминирования одной альтернативы над другой, сложность выбора критерия становится эквивалентной сложности прямого выбора одной из альтернатив.

Критерии Вальда и Сэвиджа рекомендуется применять при принятии разовых и ответственных решений, последствия которых трудно изменить в процессе эксплуатации объекта, а критерии Гурвица и Лапласа — при принятии менее ответственных решений, в часто повторяющихся ситуациях (например, при планировании).

Рассмотрим использование различных критериев на примере. Решим задачу определения производительности карьера. При этом перспективные цены на концентрат и ряд других внешних условий точно неизвестны. Проанализируем три варианта производительности (A_1, A_2, A_3) при четырех возможных (прогнозируемых) состояниях внешних условий $П_1$ — $П_4$. Подсчитанные при этом значения показателя решения U_{ij} задачи приведены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Значения показателя решения задачи

Вариант производительности	Показатель решения U_{ij} для внешних условий				Критерии		
	$П_1$	$П_2$	$П_3$	$П_4$	Вальда	Гурвица ($a = 0,6$)	Лапласа
A_1	3	8	12	7	3	6,6	7,5
A_2	8	6	9	8	6	7,2	7,75
A_3	5	7	10	6	5	7	7

Для выбора варианта производительности по критерию Вальда для каждого определяют минимальное значение показателя решения, которое составит соответственно 3, 6 и 5. Максимальная оценка — 6 соответствует второму варианту. Он и будет предпочтительным.

При использовании критерия Гурвица (доля пессимизма принята 60 % ($a = 0,6$)) значение показателя решения составляет для вариантов:

1-го — $0,6 \cdot 3 + (1 - 0,6) \cdot 12 = 6,6$;

2-го — $0,6 \cdot 6 + (1 - 0,6) \cdot 9 = 7,2$;

3-го — $0,6 \cdot 5 + (1 - 0,6) \cdot 10 = 7,0$.

Лучшим по этому критерию также является второй вариант. Значения критерия Лапласа для всех вариантов решения будут:

1-го — $(3 + 8 + 12 + 7) : 4 = 7,5$;

2-го — $(8 + 6 + 9 + 8) : 4 = 7,75$;

3-го — $(5 + 7 + 10 + 6) : 4 = 7$.

Таким образом, и по критерию Лапласа лучшим является второй вариант. Значения всех критериев приведены в табл. 3.6.

Для определения критерия Сэвиджа строят матрицу рисков. Для каждого из вариантов внешних условий определяют максимальное значение критерия: 8, 8, 12, 8. Вычитая из этих значений величины критериев для определенных вариантов решения задачи и внешних условий, получают матрицу рисков (табл. 3.7).

Таблица 3.7

Матрица рисков

Вариант производительности	Риск для внешних условий				Максимальная потеря
	$П_1$	$П_2$	$П_3$	$П_4$	
A_1	5	0	0	1	5
A_2	0	2	3	0	3
A_3	3	1	2	2	3

Наименьшие значения величины сожаления (риска) наблюдаются для 2-го и 3-го вариантов. Из сопоставления значений различных критериев следует, что второй вариант является доминирующим (по трем критериям — наилучшим, а по критерию Сэвиджа — равнозначным третьему). Поэтому в данном случае окончательное решение очевидно — следует принимать второй вариант.

3.2.4. ОБЩАЯ ОЦЕНКА МЕТОДОВ МНОГОКРИТЕРИАЛЬНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ

Переходя к общей оценке методов многокритериальной оптимизации, отметим, что всем им присущи определенные достоинства и недостатки, которые резко ограничивают их практическое применение. Но несомненное достоинство количественных методов принятия решений состоит в том, что они основаны на общем принципе разложения единого качества на совокупность его составляющих. Оценки по отдельным критериям гораздо легче определить, а когда они вызывают сомнения, их легче проверить. При наличии же многих критериев гораздо проще выразить ту или иную предпочтительность, диктуемую действующими в данное время, в данной отрасли или регионе тенденциями, которую необходимо учесть при сравнении альтернатив.

Следует отметить ключевую роль проектировщика в выборе тех или иных методов, в выработке и принятии решений. Действительно, от него требуется агрегировать оценки отдельных критериев, определять важность и назначать «веса» критериев, устанавливать субъективные вероятности событий, вырабатывать оценки по критериям, носящим качественный характер, одновременно учитывать оценки по многим критериям и т.д. Для упрощения ситуации порой применяют схему, когда альтернативы последовательно оценивают по каждому критерию.

Не удовлетворяющие требованиям очередного критерия альтернативы исключают из дальнейшего рассмотрения. Описанная и подобная ей стратегии могут оказаться достаточно эффективными, но очень часто их применение приводит к значительным ошибкам.

Существуют и другие приемы. Например, известно построение процедуры выбора по этапам, на каждом из которых используют определенные эмпирические правила. Так, вначале могут применять отсечки по критериям, а затем осуществлять поиск условий компенсации оценок по одним критериям оценками по другим. Иногда альтернативы сравнивают попарно и лучшую оставляют для последующего рассмотрения. Известна также довольно простая процедура, когда подсчитывают числа критериев, по которым одна альтернатива превосходит другую.

В отдельных случаях применение упрощенных процедур сравнения многокритериальных альтернатив оказывается достаточно эффективным, но такой подход не может быть признан надежным, универсальным средством, всегда позволяющим получить правильные результаты. При решении практических задач проектирования карьеров целесообразно гибко использовать различные методы, сочетая заложенные в них идеи.

Однако при этом необходимо реально представлять ситуацию и понимать, что сами по себе количественные методы (строгая математическая постановка задачи, получение численных результатов и т.п.) не решают всех проблем, которые возникают в процессе проектирования карьера. При выработке большинства сложных и ответственных решений требуется учитывать огромное число са-

мых различных факторов, многие из которых не поддаются формализации и включению в математические модели.

Дополнительно к этому отметим, что многие решения, рациональные по тем или иным количественным критериям, часто не могут быть приняты в силу определенных соображений. Это нисколько не умаляет значения математических моделей, которые, будучи составленными квалифицированно и изобретательно, дают возможность учесть большинство наиболее существенных факторов, влияющих на окончательный результат выбора варианта, а также достаточно полно отразить основные существующие между ними связи.

Количественные методы можно применять и для оценки качественных показателей. Их использование при этом базируется на создании таких моделей, которые по своей сути зависят не столько от абсолютных значений цифр, сколько от их порядка (от порядковых, а не от числовых полезностей). Такие модели предназначены не для получения численных результатов, а для выяснения вопроса о наличии того или иного свойства, например устойчивости.

Как в первом, так и во втором случае весь вопрос заключается в характере дальнейшего использования количественной информации, полученной в результате применения соответствующей математической модели. Нужно отчетливо представлять, что рассчитанные числовые значения не следует понимать как окончательные, дающие объективные решения, это лишь информация, которая может только помочь при формировании решения. Принятие последнего в итоге остается прерогативой человека.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите критерии эффективности проектных решений.
2. Дайте краткую оценку критериев экономической эффективности проектных решений:
   - производительность труда;
   - основные фонды и оборотный капитал предприятия;
   - фондоотдача и фондоемкость;
   - себестоимость продукции;
   - прибыль;
   - рентабельность.
3. Перечислите финансовые показатели предприятия.
4. Назовите технические показатели эффективности и показатели организации производства.
5. Назовите экологические и социальные показатели эффективности.
6. Как осуществляют расчет платежей за пользование природными ресурсами?
7. Какие вы знаете методы оценки и выбора вариантов?
8. Как производят оценку вариантов по нескольким показателям (ядро Парето)?

ГЛАВА 4. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ

Инвестиции — это средства, вкладываемые в создание (реконструкцию) объекта и обеспечение его нормального функционирования с целью получения прибыли и (или) достижения другого полезного эффекта.

Инвестиционная деятельность в горнодобывающих отраслях России независимо от того, кто ее финансирует и реализует, оформляется в виде инвестици-

онных проектов, которые выполняются в соответствии с Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов (М.: Экономика, 2000).

Отметим, что в данном учебнике, исходя из его назначения, принята суженная трактовка понятия «инвестиционный проект». Под этим термином будем понимать только оценку варианта инвестирования средств в пределах инвестиционных возможностей заказчика в один из вариантов открытой разработки только одного, конкретного месторождения или его участка. Здесь не рассматриваются возможные варианты инвестиций в различные проекты, т.е. в предприятия, создаваемые хотя и с одной целью — добыть установленное количество определенных полезных ископаемых, но на разных месторождениях. Не рассматривается также поиск и выбор варианта наиболее целесообразного вложения средств в любые потенциально возможные проекты.

Таким образом, поиск наиболее эффективного варианта инвестирования средств фактически преобразуется в поиск технологически наиболее эффективного варианта разработки месторождения.

Оценка эффективности инвестиций должна осуществляться на основе следующих основных принципов:

- рассмотрение проекта на протяжении всего его жизненного цикла (расчетного периода) — от проведения прединвестиционных исследований до прекращения проекта;
- моделирование денежных потоков, включающих все связанные с осуществлением проекта денежные поступления и расходы за расчетный период;
- сопоставимость условий сравнения различных вариантов проекта;
- положительность и максимум эффекта: эффект реализации принимаемого варианта проекта должен быть положительным и большим по сравнению с другими вариантами;
- учет фактора времени при оценке эффективности каждого варианта, в том числе динамичность (изменение во времени) параметров проекта и его экономического окружения; разрывы во времени (лаги) между производством продукции или поступлением ресурсов и их оплатой; неравноценность разновременных затрат и (или) результатов (предпочтительность более ранних результатов и более поздних затрат);
- учет только предстоящих затрат и поступлений в ходе осуществления проекта, включая затраты, связанные с использованием ранее созданных производственных фондов, ожидаемые потери (например, от изменения номенклатуры выпускаемой продукции). Имеющиеся ресурсы оцениваются не затратами на их создание, а альтернативной стоимостью (opportunity cost), отражающей максимальное значение упущенной выгоды, при условии их наилучшего возможного альтернативного использования в других проектах. При этом прежде всего могут рассматриваться варианты продажи или передачи в аренду имеющегося имущества;
- учет всех наиболее существенных последствий проекта, как непосредственно экономических, так и внеэкономических (влияние на внутренний и (или) внешний рынок финансов, продуктов, услуг и т.д., а также на экологическую и социальную обстановку);
- учет влияния на эффективность проекта потребности в оборотном капитале, его объема и схемы финансирования; уровня прогнозируемой инфляции,

степени неопределенности сроков поступления необходимых материалов и оплаты готовой продукции;

• учет влияния инфляции, изменения цен на различные виды продукции и ресурсы в период реализации проекта;

• количественный учет влияния неопределенностей и рисков при реализации проекта.

4.1. Источники инвестиций

Источниками инвестиций могут быть:

• средства, образующиеся в ходе осуществления проекта, в общем случае они включают в себя прибыль и амортизацию производственных фондов. Использование этих средств называется *самофинансированием* проекта;

• средства, внешние по отношению к проекту, к которым относятся:

средства инвесторов, образующие *акционерный капитал* проекта. Эти средства не подлежат возврату: предоставившие их физические и/или юридические лица являются совладельцами созданных производственных фондов и потребителями получаемого за счет их использования чистого дохода;

субсидии — средства, предоставляемые на безвозмездной основе: ассигнования из бюджетов различных уровней, взносы организаций всех форм собственности и физических лиц;

денежные заемные средства (кредиты, займы), подлежащие возврату на заранее определенных условиях (график погашения, процентная ставка);

средства в виде имущества, предоставляемого в *аренду* (*лизинг*). Условия возврата этих средств определяются договором аренды (лизинга).

Таким образом, в финансировании проекта необходимо рассматривать участие инвесторов-предпринимателей — собственников создаваемого производственного объекта, кредиторов — физических и юридических лиц, предоставляющих денежные средства (кредиты), государства (на федеральном и региональном уровнях), предоставляющего права на земельные и горные отводы, строительство и эксплуатацию предприятия, оказывающего содействие в обеспечении предприятия трудовыми и материальными ресурсами, а иногда участвующего в финансировании реализации проекта.

Перечень показателей оценки эффективности отличается для каждого из участников проекта. Он определяется теми целями, которые предполагают достичь при участии в проекте.

Основным требованием для всех участников и в особенности для предпринимателя-инвестора (заказчика проекта) является получение доказательств, что рекомендуемое проектное решение является наиболее экономически эффективным из числа всех возможных вариантов.

Предприниматель кроме желания получить наиболее эффективный вариант, хочет быть также уверен, что степень его эффективности будет не ниже эффективности действующих аналогов проектируемого предприятия.

В то же время государство на различных уровнях управления должно иметь доказательства, что реализация проекта будет экономически эффективна для общества.

Еще одним требованием всех участников является выявление уровня эффективности реализации уже отобранного лучшего проектного варианта с учетом

индивидуальной конкретизации источников финансирования, условий предоставления кредита, сроков его возврата и ставок платы за кредит.

Требованием инвесторов, предполагающих участвовать в реализации проекта, является также получение доказательств финансовой состоятельности проекта. Она заключается в наличии расчетной схемы покрытия всех затрат в каждом году (или другой учетной единице времени) инвестиционного периода поступлениями финансовых ресурсов из имеющихся источников.

Кроме того, должна быть обоснована высокая степень достоверности запроектированных показателей экономической эффективности реализации проекта.

Выполнение этого требования вызывает необходимость оценивать степень риска в получении запроектированной величины чистого дисконтированного дохода (ЧДД) и в возможной количественной корректировке его значения, с учетом вероятности проявления факторов риска, на стадии реализации проекта.

В эффективном использовании денежных, материальных и трудовых ресурсов заинтересованы все участники реализации проекта. В общем случае при проектировании необходимо выработать такой вариант технических решений, которые обеспечивали бы не только выпуск продукции в установленных объемах, но и наибольшую эффективность вложения денежных средств для каждого из участников проекта.

Поэтому оценка проекта должна быть комплексной и учитывать интересы всех заинтересованных сторон.

4.2. Денежные потоки проектируемого предприятия

Реализуемость принятых в проекте технических решений определяется возможностью получения для этого необходимых финансовых ресурсов. Их расчет проводится на основе анализа источников поступления и статей расходования денежных средств (денежных потоков) в течение всего расчетного периода, который охватывает весь жизненный цикл проекта, начиная от его разработки и реализации вплоть до его прекращения. Прекращение реализации проекта может быть следствием:

- исчерпания запасов месторождения;
- нецелесообразности дальнейшей эксплуатации предприятия в связи с изменением требований (норм, стандартов) к производимой продукции, технологии производства или условиям труда;
- падения потребности рынка в продукции в связи с потерей конкурентоспособности или цен на производимую продукцию;
- износа основной (определяющей) части производственных фондов;
- других причин, установленных в задании на разработку проекта.

Заданием на проектирование в конце расчетного периода может предусматриваться ликвидация сооруженных объектов или рекультивация нарушенных территорий.

Денежный поток F_t — это разность между притоком $ПТ_t$ и O_t оттоком денежных средств от двух видов деятельности — инвестиционной и операционной — в каждом периоде осуществления проекта (т.е. на каждом шаге расчета).

Расчетный период разбивают на шаги — отрезки (периоды времени), в пределах которых проводят расчет финансовых показателей, необходимых для оценки различных видов эффективности, реализуемости решений и т.д.

При разбиении расчетного периода на шаги следует учитывать:

- продолжительность характерных фаз жизненного цикла проектируемого объекта. Окончание этих фаз целесообразно фиксировать как концы соответствующих шагов. Названными фазами могут быть периоды строительства, производства отдельных видов продукции, работа с определенной производительностью и т.д.;
- неравномерность затрат и денежных поступлений (в том числе сезонность производства);
- схему финансирования. Шаг расчета рекомендуется выбирать таким, чтобы получение и возврат кредитов, а также процентные платежи приходились на его начало или конец;
- условия финансирования (соотношение собственных и заемных средств, величину и периодичность выплаты за кредиты и лизинг). Моменты получения разовых траншей кредита, выплат основного долга и процентов по нему желательно совмещать с концами шагов;
- прогнозируемое изменение цен в течение шага вследствие инфляции и других причин. Желательно, чтобы в течение шага расчета изменение цен не предусматривалось больше чем на 5—10 %. Отрезки времени, где прогнозируется значительное изменение цен, рекомендуется разбивать на более мелкие шаги;
- оценку степени неопределенностей и риска.

Если величину шага расчета трудно сделать достаточно малой для учета разновременности затрат (например, на материалы) и поступлений (например, из-за задержки платежей за реализованную продукцию), относящихся к одной и той же партии продукции, рекомендуется рассматривать (дефлировать и дисконтировать) потоки затрат и поступлений отдельно.

На каждом шаге значение денежного потока характеризуется:

- притоком, равным размеру денежных поступлений (или результатов в стоимостном выражении) на этом шаге;
- оттоком, равным платежам на этом шаге;
- сальдо (активным балансом, эффектом), равным разности между притоком и оттоком.

Денежный поток складывается из (частичных) потоков от инвестиционной, операционной и финансовой деятельности.

Для денежного потока от инвестиционной деятельности.

- *оттоки* — это капитальные вложения, затраты на пуско-наладочные работы, ликвидационные затраты в конце проекта, затраты на увеличение оборотного капитала и средства, вложенные в дополнительные фонды. В случаях когда проект предусматривает приобретение целых предприятий, месторождений и пр., затраты на их приобретение также относят к инвестиционным затратам;
- *притоки* — продажа активов (возможно, условная) в течение и по окончании проекта, поступления за счет уменьшения оборотного капитала.

Для денежного потока от операционной деятельности:

- *притоки* — это выручка от реализации, а также прочие и внереализационные доходы, в том числе поступления от средств, вложенных в дополнительные фонды;

• *оттоки* — производственные издержки, налоги.

К ***финансовой деятельности*** относятся операции со средствами, внешними по отношению к проекту, т.е. поступающими не за счет его осуществления. Они состоят из собственного (акционерного) капитала фирмы и привлеченных средств.

Для денежного потока от финансовой деятельности:

• *притоки* — это вложения собственного (акционерного) капитала и привлеченных средств: субсидий и дотаций, заемных средств, в том числе и за счет выпуска предприятием собственных долговых ценных бумаг;

• *оттоки* — затраты на возврат и обслуживание займов и выпущенных предприятием долговых ценных бумаг (в полном объеме независимо от того, были они включены в притоки или в дополнительные фонды), а также при необходимости — на выплату дивидендов по акциям предприятия.

Денежные потоки от финансовой деятельности учитывают, как правило, только на этапе оценки эффективности участия в проекте. Эти потоки рассчитывают и приводят в проектных материалах при разработке схемы финансирования проекта.

Денежные потоки могут выражаться в текущих, прогнозных или дефлированных ценах в зависимости от того, в каких ценах они выражаются на каждом шаге.

Текущие (иногда их называют базисными) — это цены, заложенные в проект без учета инфляции.

Прогнозные — это цены, ожидаемые (с учетом инфляции) на будущих шагах расчета.

Дефлированные (иногда их называют расчетными) — это прогнозные цены, приведенные к уровню цен фиксированного момента времени путем деления на общий базисный индекс инфляции.

Денежные потоки могут формироваться в разных валютах, поэтому рекомендуется учитывать их в тех валютах, в которых они реализуются, и вслед за этим приводить их к единой, итоговой валюте и затем дефлировать, используя базисный индекс инфляции, соответствующий этой валюте. В материалах, представляемых в государственные органы, итоговой валютой считается валюта Российской Федерации.

Наряду с денежным потоком при оценке эффективности инвестиций используется также накопленный денежный поток, характеризующийся накопленным притоком, накопленным оттоком и накопленным сальдо (накопленным эффектом). Эти показатели определяются на каждом шаге расчетного периода как сумма соответствующих характеристик денежного потока за данный и все предшествующие шаги.

4.3. Проектирование схемы финансирования проекта

Схемы финансирования проекта разрабатывают для того, чтобы найти приемлемую для заказчика проекта схему инвестирования средств, подтвердить финансовую реализуемость проекта или доказать невозможность достижения целей проекта при имеющихся инвестиционных возможностях. (Финансовая реализуемость проекта — это обеспечение такой структуры денежных потоков, при

которой на каждом шаге расчетов имеется достаточное количество финансовых средств для осуществления проекта).

В конечном итоге в проекте должна быть предложена такая схема финансирования, т.е. обеспечена такая структура денежных потоков, при которой на каждом шаге расчета имеется достаточное количество денег для продолжения проекта. Если не учитывать неопределенность и риск, то достаточным (но не необходимым!) условием финансовой реализуемости проекта является неотрицательность на каждом шаге величины накопленного сальдо потока.

При разработке схемы финансирования определяют потребность в привлеченных средствах. При необходимости предусматривают вложение части положительного сальдо суммарного денежного потока на депозиты или в долговые ценные бумаги, если это предусмотрено проектом. Такое вложение называется включением в дополнительные фонды.

В дополнительные фонды могут включаться средства из амортизации и чистой прибыли, предназначенные для компенсации отрицательных значений сальдо суммарного денежного потока на отдельных будущих шагах расчета (например, при наличии больших ликвидационных затрат) или для достижения на них приемлемого значения финансовых показателей. Включение средств в дополнительные фонды рассматривается как отток.

Притоки от этих средств рассматриваются как часть внереализационных притоков от операционной деятельности.

Схему финансирования разрабатывают в прогнозных ценах.

4.4. Дисконтирование денежных потоков

Экономическая особенность инвестиционного процесса при создании (реконструкции) производственного объекта состоит в том, что инвестирование средств необходимо осуществить до начала его эксплуатации, а прибыль возможно получить только в будущем — в процессе эксплуатации. Таким образом, периоды вложения средств и получения прибыли разделены временным интервалом. Поэтому соизмерение разновременных затрат и эффектов в течение значительного по продолжительности периода времени осуществляется с учетом фактора времени, т.е. с дисконтированием.

Дисконтирование денежных потоков — это приведение их разновременных значений (относящихся к разным моментам расчета) к их ценности на определенный момент времени, который называется моментом приведения.

При проектировании для удобства сравнения вариантов по технико-экономическим показателям целесообразно моментом приведения считать начало первого года эксплуатации объекта, а при реконструкции — конец основного ее периода. При этом срок функционирования объекта делят на периоды строительства и эксплуатации. Экономические показатели периода строительства рассматривают по отношению к моменту приведения как прошлые, а эксплуатации — как будущие. Момент оценки можно принимать любым, но непременно одинаковым для сравниваемых вариантов.

Для дисконтирования экономические показатели каждого года необходимо умножить на соответствующий коэффициент приведения прошлых или будущих лет (в зависимости от того времени, когда они были осуществлены). Суммируя дисконтированные значения какого-либо экономического показателя за весь рассматриваемый период, получают его интегральную величину для вы-

бранного момента приведения. При проектировании горных предприятий шаг времени (расчета) обычно принимают равным одному году (но он может составлять месяц или квартал), т.е. условно полагают, что ежегодные затраты и результаты осуществляются дискретно в конце года. Момент окончания первого шага расчета обозначают как $t = 0$.

Приведение к базовому моменту времени разновременных экономических показателей на каждом t-м расчетном шаге реализации проекта осуществляют путем их умножения на коэффициент дисконтирования, определяемый для последующих за базовым моментом приведения с помощью выражения

$$\beta_t = 1/(1+E)^t$$

и для предшествующих (произведенных ранее) с помощью выражения

$$\beta'_t = (1+E)^t,$$

где $t = 0, 1, 2, \ldots T$ — номер шага расчета (число лет приведения); T — горизонт расчета (длительность периода); E — норма дисконта, доли ед.

(Базовый момент — это фиксированный момент в расчетном периоде, от которого отсчитывают моменты начала и окончания шагов — этапов расчета.)

Норма дисконта E в принципе следует принимать равной приемлемому для инвестора уровню дохода. Ее можно устанавливать:

- при использовании собственного либо акционерного капитала, исходя из сложившейся средней процентной ставки по депозитным вкладам с учетом инфляции и риска, связанного с инвестициями. Если норма дисконта будет принята ниже депозитной процентной ставки, инвесторы предпочтут размещать деньги в банке, а не вкладывать их непосредственно в производство, в противном случае с учетом инфляции и риска возникнет перелив денег в инвестиции;
- при использовании заемного капитала, исходя из процентной ставки за банковский кредит (с учетом инфляции и риска);
- при наличии конкретных инвесторов, исходя из договорной ставки кредита.

При сравнительной оценке альтернативных вариантов проекта вполне допустимо предположить, что условия предоставления кредитов, финансирования и степень риска инвестиций будут для них практически одинаковы.

Для устранения влияния условий финансирования, т.е. для обеспечения равных условий и объективности при сравнительной оценке эффективности вариантов проекта объекта, целесообразно использовать единую фиксированную по величине среднеотраслевую норму дисконта. Учет инфляции в величине последней нецелесообразен, поскольку в этом случае она должна учитываться и в исходных экономических показателях за все годы жизненного цикла инвестиций, а это неизбежно приведет к дополнительным неточностям в расчетах.

Дисконтирование денежных потоков необходимо проводить в текущих или дефлированных ценах и в единой валюте.

При расчетах сравнительной эффективности различных вариантов проектов допустимо применять единую норму дисконта, равную 0,08. Следует подчеркнуть, что величина E должна соответствовать условиям данного конкретного периода времени и по мере изменения структуры источников финансирования и ставок по кредитам и депозитам она должна быть скорректирована.

Отметим также, что норма дисконта, которая служит для приведения разновременных экономических показателей к одному моменту времени, и процентная ставка, по которой рассчитывают платежи за кредит, — не одно и то же и они не обязательно равны.

Значения коэффициента β_t и β'_t для разных E приведены в табл. 4.1 и 4.2. Следовательно, посредством процедуры дисконтирования в итоге отражается тот факт, что рубль затрат (денежных результатов) в будущем оценивается ниже аналогичного рубля затрат, осуществляемых в данный момент (и ниже рубля эффектов, получаемых в данный момент).

Данные табл. 4.1 показывают, что под влиянием фактора времени экономическая ценность рубля будущих календарных периодов существенно ниже ценности рубля текущего периода. Так, при норме дисконта, например, 0,12 один рубль эффекта (или затрат), полученный через 5 лет, оценивается в текущем моменте времени как 57 коп.; эффект, полученный через 10 лет, — как 32 коп.; через 15 лет — как 18 коп. и т.д.

Таблица 4.1

Значения коэффициента дисконтирования β_t при выбранном моменте приведения — первом годе реализации (строительства) проекта для различных значений t и E

Число лет, отделяющих год затрат либо получения эффекта от принятого момента приведения	Значения коэффициента приведения при норме дисконта E						
	0,05	0,08	0,10	0,12	0,15	0,20	0,25
0	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
1	0,95	0,93	0,91	0,89	0,87	0,83	0,80
2	0,91	0,86	0,83	0,80	0,76	0,69	0,64
3	0,86	0,79	0,75	0,71	0,66	0,58	0,51
4	0,82	0,74	0,68	0,64	0,57	0,48	0,41
5	0,78	0,68	0,62	0,57	0,50	0,40	0,33
6	0,75	0,63	0,56	0,51	0,43	0,33	0,26
7	0,71	0,58	0,51	0,45	0,38	0,28	0,21
8	0,68	0,54	0,47	0,40	0,33	0,23	0,17
9	0,64	0,50	0,42	0,36	0,28	0,19	0,13
10	0,61	0,46	0,39	0,32	0,25	0,16	0,11
11	0,58	0,43	0,35	0,29	0,21	0,13	0,09
12	0,56	0,40	0,32	0,26	0,19	0,11	0,07
13	0,53	0,37	0,29	0,23	0,16	0,09	0,05
14	0,51	0,34	0,26	0,20	0,14	0,08	0,04
15	0,48	0,32	0,24	0,18	0,12	0,06	0,04
16	0,46	0,29	0,22	0,16	0,11	0,05	0,03
17	0,44	0,27	0,20	0,15	0,09	0,05	0,02
18	0,42	0,25	0,18	0,13	0,08	0,04	0,02
19	0,40	0,23	0,16	0,12	0,07	0,03	0,01
20	0,38	0,21	0,15	0,10	0,06	0,03	0,01
21	0,36	0,20	0,14	0,09	0,05	0,02	0,01

Число лет, отделяющих год затрат либо получения эффекта от принятого момента приведения	Значения коэффициента приведения при норме дисконта E						
	0,05	0,08	0,10	0,12	0,15	0,20	0,25
22	0,34	0,18	0,12	0,08	0,05	0,02	0,01
23	0,33	0,17	0,11	0,07	0,04	0,02	0,01
24	0,31	0,16	0,10	0,07	0,03	0,01	0,00
25	0,29	0,15	0,09	0,06	0,03	0,01	0,00

С увеличением нормы дисконта эта разница возрастает. Так, при норме дисконта 0,25 один рубль, полученный через 5 лет, оценивается в текущий момент уже как 33 коп.; через 10 лет — как 11 коп.; через 15 лет — как 4 коп.

При проектировании могут использоваться следующие нормы дисконта: коммерческая, участника проекта, социальная и бюджетная.

Коммерческая норма дисконта применяется при оценке коммерческой эффективности проекта; она определяется с учетом альтернативной (т.е. связанной с другими проектами) эффективности использования капитала.

Таблица 4.2

Значения коэффициента дисконтирования β′, при приведении разновременных показателей денежного потока к будущему, еще не наступившему, календарному моменту времени для различных значений t и E

Число лет, отделяющих год затрат либо получения эффекта от принятого момента приведения	Значения коэффициента приведения при норме дисконта E						
	0,05	0,08	0,10	0,12	0,15	0,20	0,25
0	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
1	1,05	1,08	1,10	1,12	1,15	1,20	1,25
2	1,10	1,17	1,21	1,25	1,32	1,44	1,56
3	1,16	1,26	1,33	1,40	1,52	1,73	1,95
4	1,22	1,36	1,46	1,57	1,75	2,07	2,44
5	1,28	1,47	1,61	1,76	2,01	2,49	3,05
6	1,34	1,59	1,77	1,97	2,31	2,99	3,81
7	1,41	1,71	1,95	2,21	2,66	3,58	4,77
8	1,48	1,85	2,14	2,48	3,06	4,30	5,96
9	1,55	2,00	2,36	2,77	3,52	5,16	7,45
10	1,63	2,16	2,59	3,11	4,05	6,19	9,31
12	1,80	2,52	3,14	3,90	5,35	8,92	14,59
15	2,08	3,17	4,18	5,47	8,14	15,41	28,41
16	2,18	3,42	4,60	6,13	9,36	18,49	35,51
17	2,29	3,70	5,06	6,86	10,77	22,19	44,39
18	2,41	3,99	5,56	7,68	12,38	26,63	55,49
19	2,83	4,31	6,12	8,61	14,24	31,95	69,36
20	2,65	4,66	6,73	9,64	16,37	38,35	86,70

Норма дисконта участника проекта отражает эффективность участия в проекте предприятий (или иных участников). Она выбирается самими участниками. При отсутствии четких предпочтений в качестве нее можно применять коммерческую норму дисконта.

Социальная (общественная) норма дисконта применяется при расчетах показателей общественной эффективности и характеризует минимальные требования общества к общественной эффективности проектов. Она считается национальным параметром и должна устанавливаться централизованно органами управления экономикой России в увязке с прогнозами экономического и социального развития страны.

Временно, до централизованного установления социальной нормы дисконта, в качестве нее может выступать коммерческая норма дисконта, используемая для оценки эффективности проекта в целом.

В расчетах региональной эффективности социальная норма дисконта может корректироваться органами управления экономикой региона.

Бюджетная норма дисконта используется при расчетах показателей бюджетной эффективности и отражает альтернативную стоимость бюджетных средств. Она устанавливается органами (федеральными или региональными), по заданию которых оценивается бюджетная эффективность инвестиционного проекта.

4.5. Показатели эффективности инвестиций

Оценку эффективности различных вариантов решения одной и той же проектной проблемы, а также оценку различных схем инвестирования средств, необходимых для реализации принимаемых технических решений, проводят на основе расчета и анализа значений следующих основных экономических показателей:

- чистый доход (ЧД, англ. *net value*, *NV*);
- чистый дисконтированный доход (ЧДД). Синоним — интегральный эффект (англ. *net present value*, *NPV*);
- индексы доходности затрат и инвестиций (ИД). Синоним — индекс прибыльности (англ. *profitability index*, *PI*);
- внутренняя норма доходности (ВНД). Синонимы — внутренняя норма прибыли, рентабельности, возврата инвестиций (англ. *internal rate of return*, *IRR*);
- срок окупаемости инвестиций ($T_{ок}$, англ. *payback period*);
- потребность в дополнительном финансировании (ПФ) (другие названия — стоимость проекта, капитал риска);
- группа показателей, характеризующих финансовое состояние предприятия — участника проекта.

Условия финансовой реализуемости и показатели эффективности рассчитываются на основании денежного потока F_t, конкретные составляющие которого зависят от оцениваемого вида эффективности.

На разных стадиях расчетов в соответствии с их целями и спецификой ПФ финансовые показатели и условия финансовой реализуемости проекта оцениваются в текущих или прогнозных ценах. Остальные показатели определяются в текущих, т.е. без учета инфляции, или дефлированных ценах.

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) — важнейший показатель эффективности проекта. Он определяется как накопленный дисконтированный эффект за расчетный период.

ЧД и ЧДД характеризуют превышение суммарных денежных поступлений над суммарными затратами для данного проекта соответственно без учета и с учетом неравноценности эффектов (а также затрат, результатов), относящихся к различным моментам времени.

Разность ЧД — ЧДД часто называют *дисконтом проекта*.

Для признания проекта эффективным с точки зрения инвестора необходимо, чтобы ЧДД проекта был положительным; при сравнении альтернативных проектов предпочтение следует отдавать проекту с бо́льшим значением ЧДД (при выполнении условия его положительности).

Если в течение расчетного периода не происходит инфляционного изменения цен или расчет проводят в базовых ценах, то ЧДД для постоянной нормы дисконта E вычисляют по формуле

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^{T}(R_t - З_t - К_t)\frac{1}{(1+E)^t},$$

где R_t — результаты, достигаемые в t-м году (стоимость реализованной продукции и услуг), руб.; $З_t$ — текущие затраты, осуществляемые в том же году, для получения планируемых результатов, руб.; $К_t$ — капитальные вложения в t-м году, руб.; T — горизонт расчета (полная длительность календарного периода учета эффекта рассматриваемого проекта), годы.

Результаты R_t, получаемые в t-м году осуществления проекта, рассчитывают в виде годовой выручки от реализации продукции Q_t в t-м году по ожидаемым ценам $Ц_t$. Кроме того, в состав выручки, получаемой от реализации проекта, может входить также выручка $Ф_{вл}$ от рыночной реализации высвобождаемых технических устройств, зданий, сооружений и т.д. Таким образом, результат R_t можно представить в виде

$$R_t = Ц_t Q_t + Ф_{вл}.$$

Текущие затраты $З_t$ исчисляются в виде годовых эксплуатационных издержек $С_t$, т.е. годовых затрат, отнесенных на себестоимость (за вычетом амортизационных отчислений $А_t$), сумм уплаченных налогов и обязательных отчислений $Н_t$, а также прочих издержек, связанных с осуществлением производственного процесса, при этом выплаты процентов за кредит учитываются самим процессом дисконтирования и повторный их учет в текущих затратах, а также в расходах за счет прибыли не проводится.

Выражение для расчета ЧДД можно записать в следующем виде:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^{T}\left[Ц_t Q_t - (К_t + С_t - А_t) + Ф_{вл}\right]\frac{1}{(1+E)^t}.$$

Так как ($ЦQ$ — С) есть не что иное, как годовая прибыль П от выпуска предприятием основной продукции, выражение для ЧДД может быть представлено также в следующем виде:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^{T}(П_t + А_t + К_t + Ф_{вл})\frac{1}{(1+E)^t}.$$

Кроме того, расчет ЧДД можно осуществлять, используя выражение

$$ЧДД = \sum_{t=0}^{T}(R_t - C_t + A_t - H_t - K_t)\frac{1}{(1+E)^t}. \quad (4.1)$$

Расчеты критерия ЧДД удобно осуществлять в табличной форме (табл. 4.3). Аналогичные расчеты проводят для всех рассматриваемых вариантов.

При сравнении вариантов разработки многокомпонентных (многосортных) месторождений и комплексном использовании извлекаемых полезных ископаемых в таблице указывают объемы, цены и доходы по каждому виду продукции и различным ее сортам.

В связи с тем, что объемы и соотношения между видами и сортами продукции будут изменяться по годам в зависимости от сложности месторождения, графика ввода мощностей по переработке добываемых полезных ископаемых, конъюнктуры рынка и других условий, таблицы становятся слишком громоздкими. Однако для надежного обоснования принимаемых решений по выбору режима горных работ, вскрытия, системы разработки, технологии, оборудования и решения других вопросов эксплуатации месторождения необходим детальный подсчет доходов. Поэтому такие расчеты целесообразно проводить на компьютерах с применением специальных программ.

Таблица 4.3

Расчет критерия ЧДД

Порядковый номер года t	Затраты, млрд руб.		Амортизационные притоки A_t, млрд руб.	Реализуемая продукция $П_tQ_t$, млрд руб.	Прибыль $П_t$, млрд руб.	Остаточная стоимость фондов $Ф_t$, млрд руб.	Коэффициент дисконтирования β_t	ЧДД = $= (П_t + A_t - K_t + Ф_{ш})\beta_t$, млрд руб.
	капитальные K_t	по себестоимости C_t						
0-й								
1-й								
Всего за t лет								

По значениям показателя ЧДД можно сделать следующие выводы.

1. Реализация проекта экономически эффективна при положительном значении величины чистого дисконтированного дохода. Это означает, что капитальные вложения, затраченные на реализацию проекта, окупятся за счет эффекта, получаемого от его эксплуатации.

2. Величина положительного эффекта ЧДД определяет чистый предпринимательский эффект от реализации рассматриваемого варианта проектного решения имеющейся проблемы.

3. При сравнении экономической эффективности различных вариантов проекта (при условии достаточности инвестиций для их реализации) предпочтение отдается тому из них, у которого величина чистого дисконтированного дохода больше. Чем больше ЧДД, тем выше эффективность проекта.

4. При отрицательном значении ЧДД проект (вариант) должен быть признан убыточным, причем показатель ЧДД показывает размер убытка, который возникает в случае реализации проекта.

Оценку предстоящих затрат и результатов проекта осуществляют в пределах достаточно длительного расчетного периода T, принимаемого равным:

- продолжительности создания, эксплуатации и (при необходимости) ликвидации объекта;
- нормативному сроку службы основного комплекса технологического оборудования;
- периоду, в течение которого предполагается достичь запроектированных величины прибыли;
- периоду по требованиям инвестора.

Длительность предшествующих проектно-изыскательских работ в общем периоде T учитывать не следует. Затраты на их проведение могут входить в дисконтированном виде в общие приведенные инвестиционные издержки. В случае осуществления проектов с длительными инвестиционными циклами (например, при строительстве или реконструкции карьеров) период оценки затрат и эффекта должен быть ограничен годом необходимой остановки объекта на реконструкцию (часто это календарный год прекращения его рентабельной работы).

Годом прекращения рентабельной работы рассматриваемого объекта инвестиций следует считать тот год эксплуатации предприятия, когда оно перестает давать чистую прибыль. Именно тогда возникает проблема остановки предприятия и рассмотрения необходимости и целесообразности дополнительных капитальных вложений для осуществления его реконструкции с целью обеспечения дальнейшей рентабельной работы.

В общем случае даже при наличии длительно и экономически успешно функционирующего объекта инвестиций календарный период учета эффекта не должен превышать 20 лет, поскольку дисконтированный доход за пределами этого периода весьма мал (менее 10 %) и существенного влияния на общий результат уже не оказывает.

Индекс доходности (ИД) представляет собой отношение суммы приведенных эффектов к величине капиталовложений, т.е. характеризует относительную отдачу проекта на вложенные в него средства:

$$ИД = \frac{1}{К_д} \sum_{t=0}^{T} (R_t - З_t^*) \frac{1}{(1+E)^t},$$

где $К_д$ — сумма дисконтированных капиталовложений $К_д = \sum_{t=0}^{T} К_t \frac{1}{(1+E)^t}$; $З_t^*$ — затраты на t-м шаге при условии, что в них не входят капиталовложения.

Другими словами, индекс доходности представляет собой отношение интегральной суммы приведенной чистой прибыли и амортизационных отчислений за весь период учета эффекта T к общей сумме приведенных капитальных вложений:

$$ИД = \sum_{t=0}^{T} \frac{П_t + А_t}{(1+E)^t} \Bigg/ \sum_{t=0}^{T} \frac{К_t}{(1+E)^t},$$

где $П_t$ — чистая прибыль в t-м году; $К_t$ — капиталовложения на t-м шаге.

При положительной величине показателя чистого дисконтированного дохода (ИД > 1) проект считают эффективным и, наоборот, если ИД < 1, его следует считать невыгодным. (Индексы доходности могут рассчитываться и для недисконтированных денежных потоков.) Таким образом, этот показатель при сравнительной оценке альтернативных вариантов дает представление об уровне их относительной эффективности.

При оценке эффективности вариантов проектов могут использоваться также:

индекс доходности затрат — отношение суммы денежных притоков (накопленных поступлений) к сумме денежных оттоков (накопленным платежам);

индекс доходности дисконтированных затрат — отношение суммы дисконтированных денежных притоков к сумме дисконтированных денежных оттоков;

индекс доходности дисконтированных инвестиций (ИДД) — отношение суммы дисконтированных элементов денежного потока от операционной деятельности к абсолютной величине дисконтированной суммы элементов денежного потока от инвестиционной деятельности. ИДД равен увеличенному на единицу отношению ЧДД к накопленному дисконтированному объему инвестиций.

При расчете ИД и ИДД могут учитываться либо все капиталовложения за расчетный период, включая вложения в замещение выбывающих основных фондов, либо только первоначальные капиталовложения, осуществляемые до ввода предприятия в эксплуатацию (соответствующие показатели будут, конечно, иметь различные значения).

Внутренняя норма доходности (ВНД) представляет собой ту норму дисконта $E_{ВНД}$, при которой величина приведенных эффектов равна приведенным капиталовложениям, другими словами, ту норму дисконта, при которой реализация проекта приносит возврат осуществленных вложений точно к концу расчетного периода.

Можно также сказать, что внутренняя норма доходности представляет собой ту норму дисконта $E_{ВНД}$, при которой суммарная величина дисконтированной чистой прибыли и амортизационных отчислений $П_д$ равна сумме дисконтированных капитальных вложений $К_д$.

В общем случае внутренней нормой доходности называется такое положительное число $E_{ВНД}$, что при норме дисконта $E = E_{ВНД}$ чистый дисконтированный доход проекта обращается в 0, при всех бо́льших значениях E — он отрицателен, при всех меньших значениях E — положителен. Если не выполнено хотя бы одно из этих условий, считается, что ВНД не существует.

Для оценки эффективности ИП значение ВНД необходимо сопоставлять с нормой дисконта E. Инвестиционные проекты, у которых ВНД > E, имеют положительный ЧДД и поэтому эффективны. Проекты, у которых ВНД < E, имеют отрицательный ЧДД и потому неэффективны.

ВНД может быть использована также:

- для экономической оценки проектных решений, если известны приемлемые значения ВНД подобных проектов;
- для оценки степени устойчивости ИП по разности ВНД — E.

Для оценки эффективности проекта за первые k шагов расчетного периода рекомендуется использовать следующие показатели:

текущий чистый доход (накопленное сальдо);

текущий чистый дисконтированный доход (накопленное дисконтированное сальдо);

текущую внутреннюю норму доходности (текущую ВНД), определяемую как такое число ВДН, что при норме дисконта E = ВНД величина ЧДД обращается в 0, при всех бо́льших значениях E — отрицательна, при всех меньших значениях E — положительна. Для отдельных проектов и значений k текущая ВНД может не существовать.

Показатель внутренней нормы доходности определяют путем решения уравнения

$$\sum_{t=0}^{T}\frac{R_t - C_t + A_t - H_t}{(1+E_{\text{ВНД}})^t} = \sum_{t=0}^{T}\frac{K_t}{(1+E_{\text{ВНД}})^t}.$$

Расчет ВНД — многостадийный. Вначале рассчитывают дисконтированные величины суммарной чистой прибыли и амортизационных отчислений за принятый инвестиционный период, а также капитальных вложений при норме дисконта существенно выше той, при которой определилась положительная величина чистого дисконтированного дохода (например, вдвое больше). В случае получения отрицательного значения ЧДД необходимо повторить расчет, ступенчато снижая норму дисконта до достижения равенства между интегральной дисконтированной чистой прибылью с амортизационными отчислениями и суммарной величиной дисконтированных капитальных вложений. Та величина нормы дисконта, при которой будет зафиксировано это равенство, и определит численное значение внутренней нормы доходности. В случае, если искомая величина ВНД не попала в принятый диапазон расчетов, его необходимо расширить и продолжить поиск.

Если величина ЧДД, определенная для каждого варианта проекта, дает ответ на вопрос, является ли он эффективным при некотором заданном среднем значении реальной ставки за кредит, то величина ВНД определяет ту предельную ставку за кредит, при которой рассматриваемый инвестиционный проект может быть профинансирован и реализован.

Срок **окупаемости** $T_{\text{ок}}$ («простой» срок окупаемости) — это продолжительность периода от начального момента до момента окупаемости. Начальный момент указывается в задании на проектирование (обычно это начало нулевого шага или начало операционной деятельности). *Момент окупаемости* — это тот наиболее ранний момент времени в расчетном периоде, после которого текущий чистый доход ЧД становится и в дальнейшем остается неотрицательным.

При оценке эффективности срок окупаемости, как правило, выступает только в качестве ограничения.

Срок окупаемости с учетом дисконтирования — это продолжительность периода от начального момента до «момента окупаемости с учетом дисконтирования». *Момент окупаемости с учетом дисконтирования* — это тот наиболее ранний момент времени в расчетном периоде, после которого текущий чистый дисконтированный доход ЧДД становится и в дальнейшем остается неотрицательным.

Срок окупаемости может быть определен следующим образом. Вначале строят таблицу-матрицу значений капиталовложений и получаемого эффекта (чистая прибыль и амортизация) по годам принятого периода расчета с учетом их приведения к году начала строительства. Затем находят длительность периода, к концу которого суммарные величины капитальных вложений и приведен-

ного эффекта будут равны, что и определит срок окупаемости капитальных вложений:

$$T_{ок} = \sum_{t=0}^{T_{ок}} \frac{K_t}{(1+E)^t} = \sum_{t=0}^{T_{ок}} \frac{П_t + A_t}{(1+E)^t}.$$

Следует отметить, что этот показатель не оценивает общую величину получаемого в результате инвестиций интегрального эффекта. Он лишь определяет возможный срок возврата инвестиций за счет полученной чистой прибыли и накопленной амортизации.

Потребность в дополнительном финансировании (ПФ) — это максимальное значение абсолютной величины отрицательного накопленного сальдо от инвестиционной и операционной деятельности. Величина ПФ показывает минимальный объем внешнего финансирования проекта, необходимый для обеспечения его финансовой реализуемости. Поэтому ПФ называют еще ***капиталом риска***. Следует иметь в виду, что реальный объем потребного финансирования не обязан совпадать с ПФ и, как правило, превышает его за счет необходимости обслуживания долга.

Потребность в дополнительном финансировании с учетом дисконта (ДПФ) — это максимальное значение абсолютной величины отрицательного накопленного дисконтированного сальдо от инвестиционной и операционной деятельности. Величина ДПФ показывает минимальный дисконтированный объем внешнего финансирования проекта, необходимый для обеспечения его финансовой реализуемости.

Ни один из перечисленных критериев сам по себе не является достаточным для принятия решения о предпочтительности того или иного варианта проекта. Решение об инвестировании средств для его реализации необходимо принимать с учетом значений всех рассмотренных выше экономических показателей, других критериев эффективности, интересов всех участников проекта, и оно не может быть однозначно формализовано.

4.6. Общая схема оценки эффективности инвестиций

Эффективность инвестиций (инвестиционного проекта) — это категория, отражающая соответствие проекта объекта (комплекса технических решений, интегрированных в проект объекта, позволяющих достичь поставленные в задании на проектирование цели).

Оценку эффективности инвестиций рекомендуется осуществлять исходя из значимости (масштаба) проектируемого объекта. По этой характеристике выделяют глобальные, общегосударственные, крупномасштабные и локальные объекты.

Глобальные — это проекты, реализация которых существенно влияет на экономическую, социальную или экологическую ситуацию на Земле.

Общегосударственные — это проекты, реализация которых существенно влияет на экономическую, социальную или экологическую ситуацию в стране, и при их оценке можно ограничиться учетом только этого влияния.

Крупномасштабные — это проекты, реализация которых существенно влияет на экономическую, социальную или экологическую ситуацию в отдельных ре-

гионах или отраслях страны, и при их оценке можно не учитывать влияние этих проектов на ситуацию в других регионах или отраслях.

Локальные — это проекты, реализация которых не оказывает существенного влияния на экономическую, социальную и экологическую ситуацию в регионе и не изменяет уровень и структуру цен на товарных рынках.

Общественно значимыми считаются проекты трех первых групп.

В зависимости от значимости проектируемого объекта формируют блок исходных данных, необходимых для его всесторонней оценки, и устанавливают перечень оценочных показателей — критериев выбора.

Как правило, для агрегированной оценки вырабатываемых проектных решений, разработки новой или оценки предлагаемой схемы инвестирования рассчитывают сравнительную эффективность проектных решений (с позиций общества и с позиций отрасли), коммерческую и бюджетную эффективность реализации проекта.

4.6.1. ОЦЕНКА СРАВНИТЕЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

Экономическая эффективность проекта горного предприятия и необходимого для его реализации инвестиционного проекта может быть оценена с позиций общества, а также с позиций отрасли путем сравнения проектных величин оценочных экономических показателей с аналогичными показателями ранее спроектированных или уже реализованных проектов. Такая оценка фактически является сравнительной экономической оценкой эффективности проектных решений.

Она выполняется с целью сравнения ряда возможных вариантов и выявления среди них экономически более предпочтительного, а также для количественной оценки степени его экономической прогрессивности с позиции отрасли (предприятия) и с позиций государства.

Выбор экономически предпочтительного проектного варианта осуществляется с позиции инвестора, т.е. отрасли (предприятия).

Оценка же степени сравнительной прогрессивности выбранного для реализации лучшего проектного варианта осуществляется и с позиций отрасли, и с позиций общества, т.е. осуществляется оценка отраслевой и общественной эффективности проекта.

Оценка отраслевой сравнительной эффективности инвестиций весьма актуальна для проектов горнодобывающих предприятий, так как на этой основе можно, методом сравнения, оценивать экономическую прогрессивность предлагаемых проектных решений, а также отслеживать и оценивать общеотраслевую тенденцию изменения экономической эффективности инвестиций и определять экономическую целесообразность реализации капиталоемких проектных вариантов.

Оценка общественной эффективности инвестиций

Оценка общественной эффективности инвестиций осуществляется на основе сопоставления величин притоков и оттоков денежных средств по годам принятого календарного периода.

В притоках денежных средств учитываются прямые поступления денежных средств от реализации производимой продукции и услуг с учетом НДС, без вы-

чета (учета) налогов и отчислений в бюджет, а также «внешние» положительные результаты в смежных секторах экономики, в экологии и прочие денежные притоки.

В составе оттоков денежных средств учитываются капитальные вложения, затраты на формирование оборотных средств, текущие издержки производства и расходы по сбыту продукции, а также оцененные другие отрицательные социальные и экономические последствия реализации проекта.

Социальная (общественная) норма дисконта $E_{общ}$ должна характеризовать минимальные требования общества к эффективности инвестиций, централизованно устанавливаться государством, быть единой для всех и неизменной для определенного по длительности календарного периода.

Показателями оценки являются: интегральная величина чистого дисконтированного дохода $ЧДД_{общ}$ и величина индекса доходности $ИД_{общ}$.

По величине $ЧДД_{общ}$ оценивается общественная масштабность запроектированного эффекта, а по величине $ИД_{общ}$ — уровень общественной эффективности использования инвестиций. По $ИД_{общ}$ может оцениваться сравнительная эффективность проекта при сопоставлении с другими проектами и действующими объектами.

Названные показатели определяются по выражениям:

$$ЧДД_{общ} = \sum_{t=0}^{T}(R_t + НДС_t + А_t - З_t - К_t \pm СЭП_t)\frac{1}{(1+E_{общ})^t};$$

$$ИД_{общ} = \frac{\sum_{t=0}^{T}(R_t + НДС_t + А_t - З_t \pm СЭП_t)\frac{1}{(1+E_{общ})^t}}{\sum_{t=0}^{T}К_t\frac{1}{(1+E_{общ})^t}},$$

где $НДС_t$ — налог на добавленную стоимость в t-м году, руб.; $СЭП_t$ — денежная оценка социально-экономических последствий реализации проекта для экономики страны в t-м году, руб.

Оценка отраслевой эффективности инвестиций

При оценке отраслевой эффективности инвестиций, в отличие от общественной оценки проектов, все затраты на реализацию проекта определяются в пределах ответственности отрасли (предприятия). Они учитывают капитальные и текущие издержки производства и прочие затраты, включая налоги и обязательные отчисления в бюджеты всех уровней. Величина индивидуальной эффективности определяется сопоставлением этих затрат с получаемыми результатами за весь период реализации проекта с учетом фактора времени.

Оценка сравнительной прогрессивности отобранного лучшего проектного варианта с позиции отрасли предполагает расчет и сопоставление проектируемого уровня технико-экономических показателей, характеризующих данное проектное решение, со значениями показателей, полученных отраслью при реализации аналогичных проектов. Все оценки должны проводиться для одинаковых среднеотраслевых условий предоставления финансовых средств, т.е. без учета возможных пообъектных различий в условиях финансирования рассмат-

риваемых проектов либо вариантов реализации проекта. Дисконтирование денежных потоков также должно осуществляться с использованием единой для всех рассматриваемых вариантов среднеотраслевой нормы дисконта, в качестве которой рекомендуется принимать уровень реальной (но без учета инфляции) среднеотраслевой процентной ставки платы за кредит и депозитной ставки, с учетом сложившейся структуры источников инвестиций — при финансировании отраслевых инвестиционных проектов. При этом среднеотраслевая норма дисконта должна учитывать степень риска инвестиций с учетом особенностей их использования в условиях конкретной отрасли.

При сравнении уровня эффективности рассматриваемого проекта с эффективностью ранее спроектированных объектов среднеотраслевая норма дисконта должна приниматься неизменной в течение определенного календарного периода времени.

Расчеты по оценке отраслевой эффективности инвестиций рекомендуется выполнять в базовых ценах, т.е. в ценах и нормах, сложившихся на момент начала реализации проекта.

Оценка эффективности различных проектных вариантов проводится по значению показателя ЧДД. Это обосновывается тем, что величина интегрального дисконтированного эффекта экономически равна сумме номинальных годовых величин прибыли и амортизационных отчислений, за вычетом израсходованных дисконтированных капитальных затрат. Другими словами, величина ЧДД определяет чистый предпринимательский доход, который может получить предприниматель-инвестор в усредненных отраслевых условиях. А эта величина является для него определяющей.

Таким образом, экономически предпочтительным будет вариант, имеющий положительно большую либо отрицательно меньшую величину ЧДД. Другие показатели не играют решающего значения.

Такой подход справедлив при сравнительной оценке экономической эффективности различных проектных вариантов с позиций отрасли (предпринимателя) с целью выбора экономически предпочтительного варианта.

В другом случае при необходимости оценки сравнительной экономической эффективности различных проектов инвестиций с позиций той же отрасли (предпринимателя) для определения уровня экономической прогрессивности отобранного лучшего проектного решения, выявленного на стадии сравнительной эффективности с использованием критерия ЧДД, необходимо учитывать следующее.

Положительная величина ЧДД, определяя, что предприниматель в результате реализации принятого варианта проекта получит прибыль, не позволяет оценить степень достаточности полученного эффекта, т.е. уровень прогрессивности принятых проектных решений. Это можно сделать только посредством сравнения уровней экономической эффективности оцениваемого варианта проекта с аналогичными показателями других проектных вариантов или действующих предприятий отрасли.

Такую сравнительную оценку вариантов проектов провести с использованием критерия ЧДД каждого из них нельзя, поскольку значения этого показателя для каждого из проектов могли быть определены в разные календарные периоды с возможно несопоставимым уровнем цен, за разные по календарной длительности инвестиционные периоды.

Поэтому в качестве критерия для оценки сравнительной эффективности различных проектов инвестиций следует применять показатель внутренней нормы доходности ВНД, позволяющий оценить соотношение величины чистой прибыли с величиной капитальных затрат.

Показатели ЧДД, ИД, ВНД и $T_{ок}$ рассчитывают по притокам и оттокам денежных потоков для каждого варианта проекта инвестиций без учета источников и условий финансирования. В приток денежных средств включается выручка от реализации продукции, работ, услуг и амортизационные отчисления.

В отток — инвестиционные и текущие эксплуатационные издержки производства, налоги и прочие выплаты за счет прибыли.

В расчетах должны быть учтены затраты, необходимые для решения социальных и экологических последствий, порождаемых реализацией проекта, и оценены ожидаемые результаты.

Величина чистого дисконтированного дохода при оценке сравнительной эффективности реализации конкретного проекта инвестиций с позиции отрасли — $ЧДД_{оо}$ рассчитывается по выражению

$$ЧДД_{оо} = \sum_{t=0}^{T}(R_t + A_t - C_t - H_t - K_t)\frac{1}{(1+E_{оо})^t},$$

где $E_{оо}$ — установленная среднеотраслевая норма дисконта.

Показатель внутренней нормы доходности при оценке сравнительной отраслевой эффективности рассчитывается по выражению

$$ВНД = \sum_{t=0}^{T}\frac{K_t}{(1+E_{внд})^t} = \sum_{t=0}^{T}\frac{R_t + A_t - C_t - H_t}{(1+E_{внд})^t},$$

где $E_{внд}$ — величина той нормы дисконта, при которой обеспечивается данное равенство. Эта величина и будет являться внутренней нормой доходности.

Поскольку общественная эффективность определяется лишь для лучшего варианта проекта, а он выбирается инвестором в процессе отраслевой оценки сравнительной экономической эффективности различных проектных вариантов, то первым этапом в расчетах эффективности являются расчеты по выявлению лучшего варианта решения проблемы с позиций отрасли (предприятия) — инвестора.

4.6.2. ОЦЕНКА КОММЕРЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ

Коммерческая эффективность определяется с позиции инвестора-предпринимателя для лучшего варианта проекта по оценке отраслевой эффективности инвестиций.

Целью оценки является выявление финансовых ресурсов, которые необходимы для своевременного ассигнования капитальных вложений в реализацию проекта, возврата заемных и кредитных средств и выплаты установленных процентов в оговоренные с кредиторами сроки за счет планируемых притоков средств по каждому году рассматриваемого периода, включающего период капитальных вложений и принятый период учета эффекта от эксплуатации созданного производственного объекта.

В притоки денежных средств включаются инвестиции, выручка от реализации продукции, амортизационные отчисления и другие поступления; в отто-

ки — капитальные затраты, включая финансирование оборотных средств, текущие издержки производства, оплата процентов за кредит; погашение задолженности по кредитам, сумма всех налогов, отчислений и затрат, производимых за счет прибыли предприятия.

Все расчеты осуществляются без учета НДС.

Сопоставление дисконтированных величин притоков и оттоков денежных средств за расчетный период определяет интегральную величину чистого дисконтированного дохода. Если эта величина равна или больше нуля, проект считается экономически эффективным, поскольку за счет дисконтированной величины доходов можно обеспечить финансирование всех капитальных и текущих издержек, связанных с его реализацией.

Одновременно с этим устанавливается финансовая состоятельность инвестиционного проекта.

Проект считают финансово обеспеченным, если каждый год периода учета эффекта его реализации будет иметь положительное, накопленное к этому году сальдо (остаток — разность между приходом и расходом) денежных потоков.

Если коммерчески эффективный проект имеет в некоторых календарных периодах отрицательное интегральное сальдо, но суммарное сальдо за весь период учета эффекта является положительным, необходимо пересмотреть календарный график оттоков средств или предусмотреть возможность привлечения дополнительных кредитов в финансово-неблагополучные календарные периоды.

Наличие финансовой состоятельности проекта является обязательным условием его реализации.

Коммерческая эффективность и финансовая состоятельность (обеспеченность) проекта оценивается с использованием основных показателей: ЧДД, ВНД, ИД, $T_{ок}$.

Критериальным показателем является величина ЧДД.

Все расчеты рекомендуется проводить в текущих (базовых) ценах с учетом реальных условий финансирования по годам (либо другим календарным периодам) за весь период времени, включая строительство и эксплуатацию объекта; норму дисконта принимать на уровне средневзвешенной величины действующих реальных кредитных и депозитных ставок без учета инфляционной составляющей.

Показатели ЧДД, ВНД, $T_{ок}$ и ИД рассчитывают по выражению:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^{T}(\text{КР}_t + R_t + \text{А}_t - \text{З}_t - \text{Н}_t - \text{К}_t - \text{ВК}_t - \text{ПР}_t)\frac{1}{(1+E)^t},$$

где КР_t — кредитные и заемные средства в t-м году; ВК_t — средства, отчисляемые на возврат кредита в t-м году; ПР_t — средства, отчисляемые на оплату процентов в t-м году; E — реальная норма дисконта.

Величина ВНД определяется по тому значению нормы дисконта, при котором будет достигнуто равенство обоих частей выражения

$$\sum_{t}^{T}\frac{\text{К}_t}{(1+E_{\text{ВНД}})^t} = \sum_{t}^{T}\frac{\text{КР}_t + R_t + \text{А}_t - \text{З}_t - \text{Н}_t - \text{ВК}_t - \text{ПР}_t}{(1+E_{\text{ВНД}})^t}.$$

Величина $T_{ок}$ определяется по тому значению t, при котором будет достигнуто равенство обоих частей выражения

$$\sum_{t=0}^{T_\infty} \frac{К_t}{(1+E)^t} = \sum_{t=0}^{T_\infty} \frac{КР_t + R_t + А_t - З_t - Н_t - ВК_t - ПР_t}{(1+E)^t}.$$

Величина индекса доходности

$$ИД = \sum_{t=0}^{T} \frac{К_t}{(1+E)^t} \Bigg/ \sum_{t=0}^{T} \frac{КР_t + R_t + А_t - З_t - Н_t - ВК_t - ПР_t}{(1+E)^t}.$$

4.6.3. ОЦЕНКА БЮДЖЕТНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ

Бюджетная эффективность инвестиций, необходимых для реализации проекта конкретного объекта, отражает финансовые последствия вложения средств для федерального, регионального и местного бюджетов.

Основным показателем бюджетной эффективности является интегральная величина дисконтированного бюджетного эффекта.

Бюджетный эффект $Б_t$ для t-го года осуществления проекта определяется как превышение доходов соответствующего бюджета $Д_t$ над расходами $Р_t$ в связи с осуществлением проекта:

$$Б_t = Д_t - Р_t.$$

Интегральный бюджетный эффект $Б_{инт}$ рассчитывается как сумма дисконтированных превышений интегральных доходов бюджета $Д_t/(1 + E)^t$ над интегральными бюджетными расходами $Р_t/(1 + E)^t$.

Численно величина интегрального бюджетного эффекта равна интегральной величине ЧДД, подсчитанного с позиции бюджета. Эта величина бюджетного дохода учитывает и соизмеряет все денежные притоки в бюджеты всех уровней с возможными денежными оттоками.

При необходимости бюджетная эффективность может рассчитываться раздельно для бюджетов различного уровня.

Используемая при дисконтировании денежных потоков норма дисконта должна отражать альтернативную стоимость использования денежных средств.

В состав расходов бюджетов включают:

- средства для прямого финансирования проекта;
- кредиты банков отдельным участникам реализации проекта, выделяемые в качестве заемных средств, если они подлежат компенсации из бюджета;
- государственные и региональные гарантии инвестиционных рисков иностранным и отечественным инвесторам и др.;
- прямые ассигнования на надбавки (дотации) к рыночным ценам на добываемые полезные ископаемые;
- средства для ликвидации последствий чрезвычайных ситуаций, возможных при осуществлении проекта, и компенсации иного возможного ущерба от его реализации.

В состав доходов бюджетов включают:

- все виды налоговых поступлений (с учетом льгот) и рентные платежи данного года в бюджет с российских и иностранных предприятий и фирм в части, относящейся к осуществлению проекта;

• дополнительные налоговые поступления от сторонних предприятий, обусловленные влиянием реализации проекта на их финансовое положение (со знаком «минус» — исключаются из бюджета);

• таможенные пошлины и акцизы по продуктам (ресурсам), производимым (затрачиваемым) в соответствии с проектом;

• эмиссионный доход от выпуска ценных бумаг под осуществление проекта;

• дивиденды по принадлежащим государству (региону) акциям и другим ценным бумагам, выпущенным с целью финансирования проекта;

• подоходный налог с заработной платы российских и иностранных работников, начисленной за выполнение работ, предусмотренных проектом;

• платежи за пользование недрами, землей, водой и другими природными ресурсами, за проведение геологоразведочных работ и тому подобное в части, зависящей от осуществления проекта;

• погашение кредитов на проект, выделенных за счет бюджета, и на обслуживание этих кредитов;

• штрафы и санкции, связанные с простоем за нерациональное использование материальных, топливно-энергетических и природных ресурсов.

К доходам бюджета приравнивают также поступления во внебюджетные фонды — пенсионный, занятости, медицинского и социального страхования в форме обязательных отчислений от заработной платы, выплачиваемой за выполнение работ, предусмотренных проектом.

На основе показателей годовых бюджетных эффектов определяют срок окупаемости бюджетных затрат.

Величина $ЧДД_{бж}$ рассчитывается по выражению

$$ЧДД_{бж}=\sum_{t=0}^{T}(НДС_t+Н_{сt}+Н_{прt}+Н_{стрt}+Н_{пt}-КР_t+ВК_t+ПР_t)\frac{1}{(1+E_{бж})^{(t-1)}},$$

где $НДС_t$ — налог на добавленную стоимость в t-м году на продукцию предприятия, руб.; $Н_{сt}$ — налоги и отчисления, уплачиваемые предприятием в бюджеты всех уровней в t-м году за счет себестоимости продукции, руб.; $Н_{прt}$ — налоги и отчисления, выплачиваемые в t-м году за счет прибыли, руб.; $Н_{стрt}$ — налоги и отчисления, уплачиваемые в бюджеты строительной организацией и ее работниками в период строительства объекта, руб.; $Н_{пt}$ — подоходный налог с зарплаты работников предприятия в t-м году, руб.; $КР_t$, $ВК_t$ и $ПР_t$ — соответственно капитальные вложения, ассигнуемые из бюджета, возврат кредита и величина выплачиваемых в бюджет процентов при финансировании проекта за счет бюджета, руб.; $E_{бж}$ — норма дисконта, принятая при расчете бюджетной эффективности проекта. Ее величина может быть равной валютной кредитной ставке Центробанка РФ за вычетом инфляционной составляющей.

Следует отметить, что величина бюджетной эффективности, определенная расчетом чистого дисконтированного дохода бюджета, оценивает лишь масштабность дисконтированных денежных поступлений в бюджет при реализации конкретного инвестиционного проекта.

Степень сравнительной достаточности этих поступлений можно определить с помощью показателя, оценивающего величину ЧДД бюджета на рубль капитальных вложений, использованных для реализации данного проекта. По своей структуре этот показатель аналогичен показателю «индекс доходности».

В случае наличия бюджетных инвестиций надо определить срок их окупаемости.

На основании этих расчетов может быть сделано заключение о степени бюджетной эффективности реализации конкретного инвестиционного проекта.

4.6.4. ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ЧАСТНЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

В процессе проектирования нового карьера или при реконструкции действующего предприятия возникает задача сравнения экономической эффективности альтернативных вариантов частных технических решений. Очевидно, что принимаемое к реализации техническое решение (технологический процесс, технология производства, средства механизации и т.д.) должно обеспечивать снижение издержек производства, иметь наименьший срок окупаемости капитальных затрат, требовать минимальных затрат ручного труда и иметь максимальную безопасность производства работ.

Определение экономической эффективности применения альтернативных вариантов технических решений следует проводить на основе сопоставления технико-экономических показателей вариантов, характеризующих их эффективность с позиций горного предприятия.

Расчеты технико-экономических показателей каждого варианта и их последующее сопоставление следует проводить для одинаковых, наиболее характерных горно-геологических условий и при одинаковом уровне организации производства.

В качестве основного показателя сравнения экономической эффективности альтернативных вариантов частных технических решений может быть использован показатель, характеризующий величину среднегодовой чистой прибыли, получаемой предприятием за период эксплуатации оборудования, — $П_{ст}$:

$$П_{ст} = R - C - Н,$$

где R — суммарный доход при реализации частного технического решения техники, руб. в год; C — издержки производства, включая плату за кредит, руб. в год; Н — налоги и отчисления из прибыли, руб. в год.

По содержанию рекомендуемый критерий является усредненным среднегодовым номинальным значением общеупотребительного интегрального показателя — чистого дисконтированного дохода — ЧДД.

Величину чистой прибыли рассчитывают для сравниваемых вариантов, что и определяет эффективность одного из них.

Разница величин среднегодовой чистой прибыли, получаемой при сравнении вариантов, определяет величину коммерческого эффекта для предприятия. Она отражает изменение среднегодовой чистой прибыли предприятия в результате применения более эффективного варианта.

В качестве вспомогательных технико-экономических показателей, характеризующих варианты, можно использовать: величину капитальных затрат на приобретение оборудования, численность задалживаемых работников и их производительность труда, объем добычи, издержки производства, реализационную стоимость производимой продукции, а также ожидаемый срок окупаемости капитальных вложений.

Следует отметить, что экономическая эффективность вариантов технических решений могла бы интегрально оцениваться и за весь срок эксплуатации с использованием критерия «чистый дисконтированный доход».

Однако вследствие отсутствия статистической базы, фиксирующей изменения качественных и затратных показателей по каждому варианту по календарным годам, использование этого критерия могло бы привести к ошибочным выводам.

При расчетах экономической эффективности альтернативных вариантов решений должно быть также учтено влияние каждого из них на сопряженные технические решения, объекты и предприятие в целом.

Контрольные вопросы и задания

1. На каких принципах строится оценка инвестиций?
2. Каковы источники инвестиций?
3. Опишите денежные потоки проектируемого предприятия.
4. Назовите показатели эффективности инвестиций.
5. Приведите общую схему оценки эффективности инвестиций
6. Как осуществляется сравнительная оценка эффективности проектных решений?
7. В чем состоит сущность коммерческой эффективности проекта?
8. В чем состоит сущность бюджетной эффективности проекта?
9. Как осуществляется оценка экономической эффективности альтернативных вариантов частных технических решений?

Часть вторая

ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ (ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ) ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ. ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

ГЛАВА 5. ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ (ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ) ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Геолого-промышленная (геолого-экономическая) оценка месторождения вырабатывается на основе интегрированного учета ряда горно-геологических, технологических, экономических, социальных, географических и других факторов. Важнейшими среди них являются: масштаб месторождения; формы, размеры и пространственное расположение тел полезных ископаемых в продуктивной толще; количество запасов по сортам, видам, минеральному и химическому составу; расчетные технологические схемы переработки минерального сырья, возможные показатели извлечения полезных компонентов; качественный состав промежуточных и конечных продуктов; геомеханические свойства пород, инженерно-геологические и гидрогеологические характеристики месторождения, экономико-географические условия района и другие факторы.

Таким образом, горно-геологические и технологические факторы обусловливают количество и качество минерального сырья, возможности его добычи и переработки с использованием прогрессивной техники и технологии. Анализ состояния баланса запасов с учетом социально-экономических факторов позволяет выделить месторождения для первоочередной отработки или рекомендовать увеличение производственной мощности действующих предприятий за счет их реконструкции.

Экономико-географические факторы определяются административным и географическим положением месторождения, его границами и площадью, климатическими условиями, особенностями орогидрографии, сейсмичностью района, транспортными связями, наличием населенных пунктов, обеспеченностью рабочей силой, состоянием энергетической базы, источниками хозяйственно-питьевого и технического водоснабжения. Эти факторы определяют величину поясных коэффициентов к заработной плате, удорожающих коэффициентов на капитальное и жилищное строительство, прокладку транспортных магистралей и т.п.

Геолого-промышленная оценка месторождения выполняется на всех стадиях геологоразведочных работ, начиная от общей оценки на предварительной стадии и до выявления всех пространственно-морфологических, объемно-качественных, гидро- и инженерно-геологических факторов и показателей освои-

ваемого природного объекта на стадии детальной разведки. За этой стадией, после передачи месторождения в промышленное освоение, обычно проводится доразведка и промышленная разведка.

На стадии детальной разведки должны быть точно оконтурены все тела полезного ископаемого, установлена их форма и условия залегания; детально изучены характер и закономерности изменчивости морфологии и внутреннего строения тел полезных ископаемых; выделены и оконтурены в пространстве минеральные типы и промышленные сорта полезного ископаемого, а также безрудные и некондиционные участки внутри тел полезных ископаемых; установлены все разрывные нарушения и выявлены их типы, направления и амплитуды смещения по ним; определены содержания и особенности распределения в пространстве полезных, сопутствующих и вредных компонентов; исследованы структурно-текстурные характеристики полезного ископаемого и его технологические свойства (для каждого промышленного сорта и минерального типа) с детальностью, достаточной для составления проекта технологической схемы обогащения; установлены гидрогеологические условия месторождения; определены инженерно-геологические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород и другие горно-технические условия разработки месторождения.

Конечными результатами детальной разведки являются подсчет запасов и разработка промышленных кондиций. Эти основные отчетные документы детальной разведки рассматриваются и утверждаются ГКЗ РФ или территориальными комиссиями по запасам полезных ископаемых (ТКЗ). Эти материалы разведки (карты, разрезы, планы, проекции, результаты испытаний и анализов, геофизических, гидрогеологических и инженерно-геологических исследований) служат исходными данными для составления проекта отработки разведанного месторождения.

По результатам детальной разведки составляется технико-экономическое обоснование (ТЭО) «постоянных» разведочных кондиций, утверждаемое в установленном порядке ГКЗ Министерства природных ресурсов России, на основе которых осуществляются подсчет и детальная экономическая оценка запасов, которая служит основой для разработки документа, обосновывающего целесообразность и экономическую эффективность инвестиций в создание горного предприятия.

После передачи месторождения в промышленное освоение обычно возникает необходимость дополнительного изучения — доразведки детально разведанного участка месторождения или расширения его размеров. При доразведке нового, еще не разрабатываемого месторождения обычно преследуется единственная цель — перевод запасов в более высокие категории (в более детально изученные) в пределах участков, подлежащих первоочередной разведке, если количество разведанных запасов высоких категорий (А и В) недостаточно для рентабельной эксплуатации месторождения в начальный период его отработки.

Эксплуатационная разведка проводится с целью уточнения в пределах эксплуатационного блока или группы блоков количества и качества запасов полезного ископаемого, условий залегания, горно-технических условий и других характеристик, необходимых для обеспечения годовых и текущих планов горнодобывающих предприятий наиболее разведанными достоверными запасами и повышения на этой основе технико-экономических показателей работы предприятий.

5.1. Группы запасов твердых полезных ископаемых

Запасы твердых полезных ископаемых и содержащихся в них полезных компонентов по их экономическому значению подразделяют на две основные группы, подлежащие раздельному подсчету и учету:

- балансовые (экономические);
- забалансовые (потенциально экономические)

Балансовые запасы подразделяют на:

а) экономические запасы, извлечение которых на момент оценки экономически эффективно в условиях конкурентного рынка при использовании техники и технологии добычи и переработки сырья, обеспечивающих соблюдение требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды;

б) гранично экономические или пограничные запасы, извлечение которых на момент оценки не обеспечивает экономически приемлемую эффективность их разработки в условиях конкурентного рынка из-за низких технико-экономических показателей, но освоение которых становится экономически возможным при осуществлении со стороны государства специальной поддержки недропользователя в виде налоговых льгот, субсидий и т.п.

Забалансовые (потенциально экономические) запасы могут быть подразделены на:

а) запасы, отвечающие требованиям, предъявляемым к балансовым запасам, но использование которых на момент оценки невозможно по горно-техническим, правовым, экологическим и другим обстоятельствам;

б) запасы, извлечение которых на момент оценки экономически нецелесообразно вследствие низкого содержания полезного компонента, сложных условий залегания, трудности переработки и др., но использование которых в ближайшем будущем может стать экономически эффективным в случае повышения цен на минеральное сырье или при снижении издержек производства.

Забалансовые запасы подсчитывают и учитывают в случае, если технико-экономическими расчетами установлена возможность их сохранения в недрах для последующего извлечения или целесообразность попутного извлечения, складирования и сохранения для использования в будущем.

При подсчете забалансовых запасов их подразделяют в зависимости от причин отнесения к забалансовым (экономических, технологических, горно-технических, экологических и т.п.).

5.2. Кондиции на минеральное сырье

Как правило, промышленное значение имеет не все разведанное месторождение или тело полезного ископаемого, а только та их часть, которая по количеству и качеству минерального сырья позволяет осуществить его добычу и переработку с определенным эффектом.

Кондиции на минеральное сырье представляют собой совокупность требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим и иным условиям их разработки, обеспечивающих наиболее полное комплексное и безопасное использование недр на рациональной экономической основе с учетом экологических последствий эксплуатации месторождения. Они являют-

ся синтезирующим показателем геолого-промышленной оценки месторождения.

На основе кондиций подсчитывают балансовые запасы полезных ископаемых и определяют их промышленную ценность. Для подсчета забалансовых запасов также устанавливают кондиции, но с более низкими требованиями.

Разработку кондиций на всех этапах геологоразведочных работ осуществляют с учетом возможности использования основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них ценных компонентов и оформляют в виде технико-экономического обоснования (ТЭО) кондиций.

В соответствии с этими этапами кондиции разделяют на разведочные (временные и постоянные) и эксплуатационные.

Временные разведочные кондиции разрабатывают по материалам промежуточных стадий разведки месторождения и используют для предварительной оценки его масштабов и экономической значимости.

Постоянные разведочные кондиции разрабатывают по материалам завершенных геологоразведочных работ с целью определения целесообразности и экономической эффективности его промышленного освоения (разработки).

ТЭО разведочных кондиций должно содержать в себе геологическое, горно-техническое, технологическое, экологическое и экономическое обоснования, обеспечивающие возможность объективной оценки экономической значимости месторождения и принятия обоснованного решения относительно целесообразности его разработки.

В технологических обоснованиях вещественный состав и технологические свойства полезных ископаемых должны быть представлены с детальностью, которая достаточна для проектирования технологии их переработки с комплексным извлечением компонентов, имеющих промышленное значение, и определения направления использования отходов производства или оптимального варианта их складирования или захоронения. Должна быть рассмотрена также возможность использования подземных вод для хозяйственно-питьевого водоснабжения или извлечения из них полезных компонентов.

В горно-технических обоснованиях должны быть намечены участки первоочередной отработки, в которых запасы разведаны по наиболее высоким категориям; определена целесообразность извлечения попутных компонентов и возможность хозяйственного использования вскрышных и вмещающих пород.

Разведочные кондиции для подсчета запасов вскрышных и вмещающих пород, пригодных для хозяйственного использования, разрабатывают и утверждают одновременно с кондициями для подсчета запасов основных полезных ископаемых.

Для месторождений общераспространенных полезных ископаемых и небольших по запасам месторождений россыпного золота и платиноидов ТЭО разведочных кондиций для каждого объекта можно не разрабатывать. В этом случае подсчетные параметры для оценки месторождений определяют согласно требованиям ГОСТов, ОСТов, технических условий заказчика или для россыпных месторождений золота и платиноидов, на основе так называемых районных кондиций, утвержденных в установленном порядке.

Эксплуатационные кондиции разрабатывает недропользователь в процессе отработки месторождения при необходимости уточнения граничных требований к качеству извлекаемого полезного ископаемого и условиям его залегания применительно к конкретным частям месторождения, существенно отличаю-

щимся по геологическим, горно-техническим, технологическим и иным показателям от средних значений, принятых при обосновании разведочных кондиций с целью адаптации их усредненных параметров к конкретным особенностям эксплуатации, а также для обеспечения стабильной безубыточной работы предприятия в период резкого изменения рыночной конъюнктуры на минеральное сырье, продукты его переработки и цен на энергоресурсы.

Они базируются на более детальном геологическом изучении месторождения и экономическом анализе проекта его разработки применительно к сложившимся на рынке ценам, тарифам, налоговым ставкам и т.п. Эксплуатационные кондиции могут обосновывать новые по сравнению с разведочными кондициями величины минимального промышленного и бортового содержания, а также другие параметры, относимые к конкретным выемочным единицам или отдельным участкам месторождения с целью обеспечения в период их отработки условий для получения предприятием минимально необходимого уровня эффективности. Эксплуатационными кондициями может быть уточнен перечень попутных компонентов в зависимости от конкретной потребности.

ТЭО эксплуатационных кондиций разрабатывают, как правило, на ограниченный срок, соответствующий намеченным к отработке в этот период запасам. При этом должна быть обеспечена сохранность запасов, временно не вовлекаемых в промышленное освоение.

5.3. Основные параметры кондиций

Параметры кондиций — это предельные значения натуральных показателей для подсчета запасов. Они должны иметь геологическое, горно-техническое, технологическое, экологическое и экономическое обоснования.

Среди параметров для подсчета балансовых запасов может быть выделена группа универсальных. Основные из них: минимальное промышленное содержание полезного компонента, бортовое содержание полезных компонентов в пробе, минимальная мощность тел полезных ископаемых, максимально допустимая мощность прослоев пустых пород или некондиционных руд.

В разведочных кондициях для подсчета балансовых запасов металлов и рудного сырья следует обосновывать следующие подсчетные параметры:

• ***минимальное промышленное содержание полезного компонента*** C_{min} ***(или приведенное к содержанию условного компонента)***, при котором обеспечивается равенство извлекаемой ценности минерального сырья и полных затрат на получение товарной продукции. Его следует устанавливать применительно к подсчетному блоку.

Этот показатель используют для выделения балансовых запасов и их оконтуривания.

Запасы с таким содержанием имеют извлекаемую промышленную ценность $Ц_{пр}$, зависящую от оптовой цены единицы полезного компонента в товарной продукции Ц (номенклатура которой обоснована в ТЭО кондиций), единого (сквозного) коэффициента его извлечения при добыче, обогащении и металлургическом переделе $\varepsilon_и$ и коэффициента разубоживания ρ, значение которого обосновано в горно-технической части ТЭО кондиций. Таким образом,

$$Ц_{пр} = \frac{C_{min} Ц \varepsilon_и (1-\rho)}{100}.$$

Промышленная ценность 1 т руды должна обеспечить полное возмещение эксплуатационных затрат $З_э$ на ее добычу и переработку при нулевой рентабельности, а также погашение затрат на геологоразведочные работы, т.е. $Ц_{пр} \geq З_э$. Заменив в выражении $Ц_{пр}$ на $З_э$ и выполнив преобразования, получим, %,

$$C_{min} = \frac{З_э}{Цε_и(1-ρ)}100 \qquad (5.1)$$

Для полиметаллических руд рассчитывают C_{min} условного полезного компонента, используя соответствующие переводные коэффициенты.

Для месторождений дефицитных видов минерального сырья допускается использование величины C_{min} для группы блоков или в целом по месторождению. В единичных блоках, в случае несущественного снижения экономических показателей по месторождению в целом, величина C_{min} может быть даже меньше минимального промышленного содержания;

• ***бортовое содержание полезного (или условного) компонента в пробе*** — наименьшее содержание в крайних пробах, оконтуривающих рудное тело по его мощности. Его устанавливают на уровне, обеспечивающем максимизацию экономического эффекта использования оконтуриваемых запасов.

На месторождениях с постепенным затуханием рудной минерализации при переходе руды во вмещающие породы значения бортового и минимального промышленного содержаний могут настолько сблизиться, что надобность в одном из этих показателей отпадает. Не требуется использования показателя бортового содержания для оконтуривания рудных тел с четкими геологическими границами (контактами).

В процессе разведки и разработки месторождения показатели минимального промышленного и бортового содержаний могут периодически пересматриваться в зависимости от ценовых, технологических и других факторов;

• ***минимальные мощности тел полезных ископаемых*** или соответствующий минимальный метропроцент (метрограмм), при необходимости — минимальные мощности полезного ископаемого по типам, сортам (маркам), условиям залегания, углам падения. Эти показатели ограничивают включение в контур запасов тел полезных ископаемых с мощностью меньше той, которая может обеспечить возможность эффективного применения определенной системы и технологии разработки. Величина минимальной мощности зависит от условий залегания рудных тел, изменчивости их мощности, а также факторов, обусловливающих повышенное разубоживание. При мощности сечения меньше установленной вопрос о его включении в контур решают с помощью минимального метропроцента (метрограмма). Его величина должна быть не меньше произведения минимального промышленного содержания полезного компонента на минимальную мощность тел полезных ископаемых;

• ***максимально допустимую мощность прослоев пустых пород или некондиционных руд,*** включаемых в контур подсчета балансовых запасов (зависит от способа и технологии разработки). Для открытых работ ее величину устанавливают значительно выше, чем для подземных, исходя из того, что при мощности, большей чем максимально допустимая, породы или некондиционные руды могут быть оставлены в целиках или селективно отработаны.

Иногда в кондициях предусматривают максимально допустимые по простиранию рудного тела безрудные интервалы или участки некондиционных руд, находящиеся внутри контура полезного ископаемого.

Специфические (частные) кондиционные параметры включают в себя технологические требования к качеству руд и условиям их отработки. Из их числа устанавливают только те, которые необходимы для геолого-экономической оценки конкретного месторождения, исходя из горно-геологических условий его разработки и состава полезного ископаемого. К частным кондиционным параметрам относят:

- ***условия оконтуривания рудных тел в геологических границах.*** Они должны содержать описание критериев, по которым устанавливаются геологические границы полезного ископаемого;
- ***минимальное содержание полезного компонента (условного компонента) по пересечению рудного тела (полезного ископаемого) выработкой,*** которое используют в случае необходимости наряду с показателями бортового и минимального промышленного содержаний для оконтуривания полезного ископаемого по простиранию и падению при высокой дискретности оруденения или если месторождение находится в сложных географо-экономических условиях. Этот показатель меньше минимального промышленного содержания, но достаточен для покрытия предстоящих затрат при добыче и переработке. Его применение позволяет сохранить целостность рудных тел с балансовыми запасами или избежать неоправданных потерь в краевых частях подсчетных блоков, где содержание полезных компонентов несколько ниже минимального промышленного;
- ***коэффициенты для приведения в комплексных рудах содержаний полезных компонентов к содержанию условного основного компонента,*** которые определяют с учетом минимального содержания компонентов, величины их извлечения в товарную продукцию и оптовой цены;
- ***максимально допустимое содержание вредных примесей,*** отрицательно влияющих на технологию переработки минерального сырья и способных перейти в концентрат или конечную продукцию;
- ***требование к выделению при подсчете запасов типов и сортов полезного ископаемого,*** подлежащих раздельной выемке, обусловленной технологическими свойствами, определяющими различные способы переработки или различные области использования сырья. В необходимых случаях устанавливают минимальный выход товарной продукции и основного сорта сырья;
- ***перечень попутных компонентов*** (раздельно по технологическим типам полезных ископаемых), по которым необходимо подсчитать запасы, в случае необходимости — минимальное содержание этих компонентов;
- ***минимальный коэффициент рудоносности в подсчетном блоке.*** Его вводят для месторождений с прерывистым или гнездовым распределением полезных компонентов, когда кондиционные руды по геологическим или горно-геологическим критериям не могут быть оконтурены, а подсчет запасов осуществляют в контурах рудоносной зоны (залежи, тела) и статистически. При этом должны быть обоснованы условия выделения рудоносной зоны (залежи, тела), а также возможность и целесообразность селективного способа разработки рудных обособлений, учитываемых с помощью коэффициента рудоносности;
- ***минимальные запасы изолированных (обособленных) тел полезных ископаемых.*** Их обычно рассматривают на стадиях, следующих после детальной развед-

ки, исходя из окупаемости прямых затрат на добычу и переработку руд при нулевой рентабельности;

• ***максимальная глубина подсчета запасов***; для открытого способа — ***предельные коэффициенты вскрыши,*** или максимально допустимое соотношение объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, требования, предъявляемые к границам подсчета запасов в экономически обоснованных контурах разработки. Подсчет запасов проводят в установленных ТЭО контурах разработки; намечают границы участков первоочередной отработки;

• ***границы и основные параметры для подсчета запасов*** за намеченным ТЭО контуром разработки;

• ***требования к физико-механическим и другим свойствам для отдельных видов минерального сырья,*** регламентируемым действующими стандартами, техническими условиями или другими факторами;

• ***требования к горно-техническим условиям отработки, качеству сырья, технологическим свойствам для подсчета балансовых запасов совместно залегающих полезных ископаемых*** (перекрывающих, подстилающих или вмещающих пород), доступных для отработки.

При комплексной оценке нерудного сырья требования к его качеству и горно-техническим условиям отработки устанавливают применительно к каждой из намеченных областей его использования. При определении параметров кондиций для полезных ископаемых, используемых в производстве строительных материалов, необходимо учитывать соблюдение норм радиационной безопасности.

Кондиции для подсчета балансовых запасов углей (горючих сланцев) отличаются от рассмотренных кондиций на металлические и неметаллические полезные ископаемые перечнем основных кондиционных параметров и их значимостью. Основными параметрами кондиций являются следующие:

• ***минимальная вынимаемая мощность пластов угля (сланца)***, а в пластах сложного строения — частей пласта, которые подлежат самостоятельной отработке; для селективно отрабатываемых частей этот параметр определяют по сумме угольных (сланцевых) слоев и внутрипластовых породных прослоев;

• ***максимальная мощность породных прослоев***, включаемых в угольный пласт сложного строения при его валовой выемке, или минимальная мощность таких прослоев, предназначенных для селективной выемки и разделяющих пласт на части, подлежащие самостоятельному подсчету и разработке,

• ***максимальная зольность угля A^d (для сланцев — минимальная теплота сгорания в пересчете на сухое топливо $Q_s d$).*** Для пластов сложного строения (или их частей, подлежащих селективной выемке) дополнительно — максимальная среднепластовая зольность с учетом засорения угля (сланца) внутрипластовыми породными прослоями и извлекаемыми при добыче неустойчивыми породами кровли и почвы пласта;

• ***перечень попутных компонентов*** (раздельно по технологическим типам полезных ископаемых); в случае необходимости — их минимальное содержание;

• ***пласты, участки, блоки,*** которые не могут быть отработаны из-за особо сложных горно-геологических условий или вследствие малого количества запасов, разобщенности, интенсивной нарушенности и т.д.;

• ***предельная глубина отработки запасов,*** для открытого способа — предельные коэффициенты вскрыши, границы подсчета запасов в экономически обос-

нованных контурах разработки и за пределами этих контуров; границы участков первоочередной отработки;

• *специальные требования к качеству углей (сланцев)* — спекаемость, выход смол, содержание серы, фосфора и т.д. Возможно применение и других параметров кондиций, которые могут быть общими с кондициями для рудных месторождений, при необходимом геологическом, горно-техническом и экономическом обосновании.

В кондициях для полезных ископаемых, по которым государственными и отраслевыми стандартами или специальными техническими условиями установлены требования к качеству минерального сырья, соответствующие параметры должны обеспечивать использование полезного ископаемого по назначению, предусмотренному стандартами (техническими условиями) в естественном виде или после переработки.

Перечень параметров кондиций для подсчета забалансовых запасов аналогичен перечню, используемому для балансовых (исключая минимальное промышленное содержание).

В ТЭО разведочных кондиций рассматривается и обосновывается целесообразность подсчета и учета запасов, заключенных в охранных целиках крупных водоемов и водотоков, населенных пунктов, капитальных сооружений, сельскохозяйственных и других объектов. Для решения вопроса об их отнесении к балансовым или забалансовым выполняют специальные технико-экономические расчеты, в которых учитывают затраты на перенос сооружений или специальные способы отработки запасов. На месторождениях общераспространенных полезных ископаемых запасы в таких охранных целиках, как правило, не подсчитывают, обоснование необходимости их подсчета выполняют лишь при крайнем дефиците данного полезного ископаемого в экономическом районе, где находится месторождение.

В эксплуатационных кондициях в качестве основных параметров могут быть установлены:

• *предельно допустимое качество запасов на контуре выемочного участка.* Этот параметр является аналогом бортового содержания и в зависимости от конкретных горно-геологических, технологических и прочих параметров оцениваемого выемочного участка может быть больше или меньше величины, установленной разведочными кондициями;

• *предельно допустимое качество запасов в целом по эксплуатационному блоку или его части,* которая может быть раздельно добыта, — аналог минимального промышленного содержания в блоке, рассчитываемый по предстоящим затратам. Оно соответствует содержанию полезного компонента, при котором извлекаемая ценность минерального сырья обеспечивает возмещение предстоящих эксплуатационных затрат и получение минимально необходимой прибыли предприятия;

• *минимальные запасы обособленного тела полезного ископаемого* (с учетом качества минерального сырья, его извлекаемой стоимости), целесообразные к отработке, исходя из окупаемости предстоящих затрат,

• *максимальная длина безрудного участка залежи*, включаемая в выемочный контур;

• *углы падения пласта (залежи)* и т.д.

11-3901

Параметры эксплуатационных кондиций по сравнению с разведочными могут быть дифференцированы с учетом уточненных в процессе доразведки и разработки месторождения данных о характере и условиях залегания полезного ископаемого (морфологии залежей, их выемочной мощности, углов падения рудных тел, крепости и устойчивости руд и пород, нарушенности горного массива, гидрогеологических условий и технологических свойств руд), существенно влияющих на уровень эксплуатационных затрат при отработке того или иного участка месторождения.

5.4. Классификация запасов и прогнозных ресурсов месторождений твердых полезных ископаемых

Под *запасами* и *прогнозными ресурсами* понимают количество полезного ископаемого и полезных компонентов в пределах месторождения (проявления) или его участка, определенное в недрах, т.е. без вычета потерь при добыче, транспортировке, обогащении и переработке. Запасы строительных материалов подсчитывают (прогнозные ресурсы — оценивают) в объемном выражении, других полезных ископаемых — по массе.

Запасы подсчитывают и учитывают, а прогнозные ресурсы оценивают все недропользователи по каждому виду твердых полезных ископаемых и направлениям их возможного промышленного использования.

Запасы подсчитывают по месторождениям (участкам) на основании результатов геологоразведочных и горных работ. На их базе ведут проектирование горнодобывающих и перерабатывающих предприятий.

Прогнозные ресурсы оценивают в пределах рудоперспективных территорий и отдельных месторождений на основе благоприятных геологических предпосылок и обоснованной аналогии с известными месторождениями, а также по результатам геологических, геофизических и геохимических исследований.

Запасы и прогнозные ресурсы дифференцируют по видам полезных ископаемых, основным и сопутствующим компонентам. Их подсчитывают в недрах в соответствии с экономически обоснованными параметрами кондиций, подтвержденными государственной экспертизой.

В комплексных месторождениях подсчитывают и учитывают запасы основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них основных и попутных полезных компонентов, целесообразность промышленного использования которых определена кондициями для подсчета запасов. При этом запасы попутных компонентов, накапливающихся при обогащении в товарных концентратах или продуктах металлургического передела, подсчитывают и учитывают как в недрах, так и в названных извлекаемых продуктах.

Одновременно с этим определяют содержания попутных ценных, токсичных и вредных компонентов, формы их нахождения и особенности распределения в продуктах обогащения и заводского передела.

5.5. Категории запасов и прогнозных ресурсов месторождений твердых полезных ископаемых

Запасы твердых полезных ископаемых по степени разведанности подразделяют на категории А, В, C_1 и C_2. Запасы первых трех категорий относятся к разведанным, а запасы категории C_2 — к предварительно оцененным. Наиболее детально изученными являются категории А и В.

Прогнозные ресурсы по степени их обоснованности подразделяют на категории P_1, P_2 и P_3.

Запасы категории А характеризуются тем, что для них установлены:

- размеры, форма и условия залегания тел полезного ископаемого, изучены характер и закономерности изменчивости их морфологии и внутреннего строения, выделены и оконтурены безрудные и некондиционные участки внутри тел полезного ископаемого, при наличии разрывных нарушений установлены их положение и амплитуда смещения;
- природные разновидности, выделены и оконтурены промышленные (технологические) типы и сорта полезного ископаемого, определены их состав и свойства; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого;
- границы распределения и формы нахождения в минералах и продуктах переделов полезного ископаемого ценных и вредных компонентов;
- технологические свойства полезных ископаемых, гидро-, инженерно-, горно-геологические и другие условия.

Запасы категории **В** должны близко удовлетворять указанным для категории А требованиям. Однако в отличие от них при изучении формы, условий залегания и внутреннего строения тел полезных ископаемых устанавливают лишь их основные особенности и изменчивость.

Запасы категории C_1 определяют в соответствии с требованиями кондиций по результатам опробования скважин и горных выработок, с учетом данных геофизических и геохимических исследований и геологически обоснованной экстраполяции.

К ним предъявляют более низкие требования, чем к запасам категории В. Их отличие от запасов категории В заключается в степени изученности внутренних неоднородностей и технологических свойств полезных ископаемых, гидрогеологических и других природных условий. Технологические свойства запасов категории C_1 изучают в степени, достаточной для обоснования их промышленной ценности; гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горно-геологические и другие природные основные показатели оценивают предварительно.

Для запасов категории C_1 должны быть:

- выяснены размеры и характерные формы тел полезного ископаемого, основные особенности условий их залегания и внутреннего строения, оценены изменчивость и возможная прерывистость тел полезного ископаемого, а для пластовых месторождений и месторождений строительного и облицовочного камня также наличие площадей развития малоамплитудных тектонических нарушений;
- определены природные разновидности и промышленные (технологические) типы полезного ископаемого, установлены общие закономерности их

пространственного распространения и количественные соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральные формы полезных и вредных компонентов; качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями параметрам.

Запасы категории C_2 — это предварительно оцененные запасы.

Контур запасов полезного ископаемого категории C_2 определяют на основании опробования ограниченного числа скважин, горных выработок и других данных разведки.

Размеры, форму, внутреннее строение тел полезного ископаемого и условия их залегания оценивают по геологическим и геофизическим данным. Они должны быть также подтверждены вскрытием полезного ископаемого ограниченным числом скважин и горных выработок.

Качество и технологические свойства полезного ископаемого выявляют по результатам исследования лабораторных проб. Гидрогеологические, инженерно-геологические, горно-геологические и другие условия оценивают по отдельным точкам наблюдения и по аналогии с подобными участками и месторождениями.

Запасы комплексных руд и содержащихся в них основных компонентов подсчитывают по одним и тем же категориям. Запасы попутных компонентов, имеющих промышленное значение, подсчитывают в контурах подсчета запасов основных компонентов и оценивают по категориям в соответствии со степенью их изученности, характером распределения и минеральными формами.

На разрабатываемых месторождениях вскрытые, подготовленные и готовые к выемке, а также находящиеся в охранных целиках горно-капитальных и горно-подготовительных выработок запасы полезных ископаемых подсчитывают отдельно с подразделением по группам и категориям в соответствии со степенью их геологической изученности.

Подготовленными для промышленного освоения считают месторождения, имеющие утвержденные балансовые запасы различных категорий. Для комплексных руд эти соотношения относят к запасам основных компонентов.

Рациональное соотношение запасов различных категорий в разведанных и оцененных месторождениях определяет недропользователь, исходя из конкретных геологических особенностей месторождения, условий финансирования и строительства горнодобывающего предприятия. Запасы должны быть утверждены в установленном порядке.

Прогнозные ресурсы — это потенциальные запасы полезных ископаемых. Оценку прогнозных ресурсов проводят до глубин, доступных для эксплуатации при современном технико-экономическом уровне разработки месторождений, и на ближайшую перспективу. При этом учитывают особенности качества и технологических свойств оцениваемого вида минерального сырья.

Прогнозные ресурсы категории P_1 оценивают исходя из возможного прироста запасов при будущей разведке за счет увеличения площади и глубины их распространения за пределы внешнего контура, обычно отождествляемого с контуром запасов категории C_2.

Прогнозные ресурсы категории P_2 оценивают потенциальные запасы вероятных для открытия месторождений в пределах бассейна, рудного района и т.д.

Прогнозные ресурсы категории P_3 учитывают лишь потенциальную возможность открытия месторождений того или иного вида полезного ископаемого на основании благоприятных геологических предпосылок.

Количественную оценку прогнозных ресурсов осуществляют комплексно. При этом используют существующие на момент оценки требования к качеству и технологическим свойствам полезных ископаемых аналогичных месторождений с учетом возможных изменений этих требований в ближайшей перспективе.

По запасам полезных ископаемых месторождения подразделяют на уникальные, крупные, средние и мелкие (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Группировка месторождений по запасам, т

Руды, металлы	Месторождения			
	Уникальные	Крупные	Средние	Мелкие
Железные руды	$> 10^9$	$(2,5—10)10^8$	$5 \cdot 10^7 — 2,5 \cdot 10^8$	$< 5 \cdot 10^7$
Марганцевые руды	$> 10^9$	$(3—10)10^8$	$(1—3)10^7$	$< 10^7$
Хромиты	$> 10^8$	$10^6—10^8$	$(3—10)10^6$	$< 3 \cdot 10^6$
Никель	$> 5 \cdot 10^5$	$(2,5—5)10^5$	$(1—2,5)10^5$	$< 10^5$
Оксид вольфрама (III)	$> 2,5 \cdot 10^5$	$(1—2,5) \cdot 10^5$	$(1,5—10) \cdot 10^4$	$< 1,5 \cdot 10^4$
Молибден	$> 5 \cdot 10^5$	$5 \cdot 10^4 — 5 \cdot 10^5$	$(2,5—5) \cdot 10^4$	$< 2,5 \cdot 10^4$
Олово	$> 10^5$	$(2,5—10)10^4$	$5 \cdot 10^3 — 2,5 \cdot 10^4$	$< 5 \cdot 10^3$
Медь	$> 5 \cdot 10^6$	$7 \cdot 10^5 — 5 \cdot 10^5$	$(2—7)10^5$	$< 2 \cdot 10^5$
Бокситы	$> 5 \cdot 10^8$	$3 \cdot 10^7 — 5 \cdot 10^7$	$5 \cdot 10^6 — 3 \cdot 10^7$	$< 5 \cdot 10^6$
Полиметаллы	$> 5 \cdot 10^6$	$6 \cdot 10^5 — 5 \cdot 10^6$	$(2—6)10^5$	$< 2 \cdot 10^5$
Сурьма	$> 10^5$	$(3—10)10^4$	$(1—3)10^4$	$< 10^4$
Ртуть	$> 10^6$	$10^4—10^6$	$(3—10)10^3$	$< 3 \cdot 10^3$
Сера	$> 5 \cdot 10^6$	$(1—5)10^7$	$(1—10)10^6$	$< 10^6$

По содержанию основных полезных компонентов месторождения подразделяют на богатые, рядовые и бедные (табл. 5.2). Богатые месторождения характеризуются высокими содержаниями полезных компонентов. К ним относится большая часть уникальных и мелких месторождений. Мелкие месторождения с богатыми рудами отличаются высокой дисперсией содержаний полезных компонентов. Рядовые и бедные руды типичны для крупных и средних месторождений. Тенденция к снижению концентраций полезных компонентов в рудах, главным образом, свойственна крупным месторождениям. Для них значения минимального промышленного и бортового содержаний полезного компонента сближаются. Они характеризуются низкими значениями дисперсий содержаний полезных компонентов.

Таблица 5.2

Группировка коренных месторождений по качеству руд, %

Руды	Основные рудные компоненты	Содержание компонентов по сортам в рудах		
		богатых	рядовых	бедных
Железные	Содержание железа, состав шлакообразующих примесей, обогатимость, легирующие добавки, вредные примеси	Руды с содержанием железа 50—60 %, не требующие обогащения. Содержание вредных примесей в пределах кондиций	Руды с содержанием железа 30—50 %, не нуждающиеся в обогащении, и более бедные, легко- и среднеобогатимые с содержанием примесей в пределах кондиций	Бедные, средне- и труднообогатимые руды
Марганцевые	Минералогический состав, содержание марганца и обогатимость, определяющие производственное назначение руд	Руды, пригодные для выплавки ферромарганца непосредственно или после обогащения	Руды, пригодные для выплавки марганцовистых чугунов	Руды, пригодные для подшихтовки при доменном процессе
Титан в коренных месторождениях	Содержание TiO_2, извлекаемого в концентрат при обогащении	10—15	7—10	5—7
Медные	Содержание меди	2—8	1—2	0,4—1
Никелевые	Содержание никеля	1,5—3	0,7—1,5	0,4—0,7
Свинцово-цинковые	Содержание свинца	3—6	2—3	0,5—2
	Содержание цинка	4—6	2—4	1—2
Оловянные:				
в жильных месторождениях	Содержание олова	1,5—3	0,7—1,5	0,2—0,7
в штокверковых месторождениях	То же	0,4—0,6	0,2—0,4	0,1—0,2
Молибденовые:				
в жильных месторождениях	Содержание молибдена	1—1,5	0,5—1,5	0,2—0,5
в штокверковых месторождениях	То же	0,15—0,3	0,07—0,15	0,05—0,07
Вольфрамовые:				
в жильных месторождениях	Содержание WO_3	1,5—2,5	0,7—1,5	0,4—0,7

Руды	Основные рудные компоненты	Содержание компонентов по сортам в рудах		
		богатых	рядовых	бедных
в штокверковых месторождениях	Содержание WO_3	0,4—0,6	0,2—0,4	0,1—0,2
Ртутные	Содержание ртути	3—5	0,3—3	0,1—0,3
Кобальтовые	Содержание кобальта	0,3—1	0,1—0,3	0,03—0,3
Литий в пегматитовых жилах	Содержание Li_2O	1,2—1,4	0,9—1,2	0,7—0,9
Танталониобиевые	Содержание Ta_2O_5	0,02—0,05	0,01—0,02	0,008—0,01
	Содержание Nb_2O_5	0,5—1,5	0,3—0,5	0,1—0,3
Золотые	Содержание золота, г/т	20—30	3—20	1—3

5.6. Подсчет запасов полезных ископаемых

Подсчет запасов (определение количества полезного ископаемого и полезных компонентов) проводят по модели месторождения, которую создают по данным геологоразведочных работ. В общем виде такая модель включает в себя комплекс разнообразных графических и табличных материалов: систему вертикальных и горизонтальных разрезов; проекции на вертикальную, горизонтальную или наклонную плоскость; блок-диаграммы; таблицы результатов опробования; результаты геофизических, гидрогеологических и инженерно-геологических исследований и других материалов, характеризующих месторождение.

При подсчете запасов тела полезного ископаемого разбивают на участки (подсчетные блоки) относительно простой формы, различающиеся по степени разведанности, мощности, содержанию полезных основных и попутных компонентов, природным типам и сортам руд, технологическим свойствам, гидрогеологическим и горно-техническим условиям залегания. Для каждого блока подсчитывают объем залежи полезного ископаемого V, м^3, запасы полезного ископаемого Z, т, и запасы полезного компонента P, т:

$$V = Sm; \quad Z = V\gamma; \quad P = Z\frac{C}{100},$$

где S — площадь тела на проекции, м; m — средняя горизонтальная или вертикальная мощность тела, м; γ — средняя плотность полезного ископаемого, т/м^3; C — среднее содержание полезного компонента в объеме залежи полезного ископаемого, %.

Названные показатели для всего месторождения находят суммированием соответствующих показателей всех блоков.

Для подсчета запасов изометричных, трубообразных и сложных по форме залежей полезных ископаемых применяют метод разрезов. Они могут быть верти-

кальными и горизонтальными. Объем залежи полезного ископаемого, заключенный между смежными разрезами, определяют по площадям смежных сечений и расстоянию между ними. Эту часть залежи можно рассматривать в качестве одного блока или разделять на несколько блоков, отличных друг от друга вещественным составом руд, степенью разведанности и т.п. Объем крайних блоков, каждый из которых опирается на один разрез, в зависимости от формы выклинивания залежи определяют по формулам вычисления объемов призмы или пирамиды.

При непараллельных разрезах вносят соответствующие поправки к подсчету объемов. Среднее содержание полезного компонента определяют вначале для каждого разреза. В блоке, ограниченном двумя разрезами, его вычисляют как среднеарифметическое или средневзвешенное на площади сечений.

При подсчете запасов россыпных месторождений применяют линейный способ, являющийся разновидностью метода разрезов. Вначале определяют запасы полезных ископаемых и ценных компонентов в лентах шириной 1 м по разведочным линиям, а затем на всю длину между ними.

Среднюю плотность полезного ископаемого определяют при ненарушенном залегании, кг/м^3,

$$\gamma = \frac{m}{V} = \frac{m_c + m_в}{V},$$

где m — масса влажной породы, кг; m_c — масса сухой породы (минерального скелета), кг; $m_в$ — масса воды в порах, кг; V — объем влажной породы, кг/м^3.

Средние плотности определяют по минеральным типам и сортам руд. В связи с тем, что аналитические исследования проводят с предварительно высушенными навесками и содержание полезных компонентов определяют на воздушно-сухую массу, рассчитывают плотность сухой породы:

$$\gamma_c = \frac{m_c}{V}.$$

Содержание полезных компонентов C является качественной характеристикой, позволяющей определить запасы или только промышленную ценность полезных ископаемых без подсчета запасов ценных компонентов. Последнее относится к железным, марганцевым, хромитовым рудам, бокситам, углю, известнякам, глинам и другим полезным ископаемым.

Содержание полезных компонентов может быть приведено в виде содержания химических элементов (Au, Cu, Ni и т.д.) или оксидов элементов (WO_3, NiO_2, Cr_2O_3 и т.п.) в процентах и массовых единицах (миллиграммах, каратах, граммах, килограммах) в 1 т, или 1 м^3 руды или песков.

Среднее содержание определяют как среднеарифметическое или средневзвешенное последовательно по опробуемому сечению, горной выработке или скважине, горизонту, блоку, участку и, наконец, месторождению. Выбор зависит от величины дисперсии (отклонения) содержаний и наличия их корреляции с мощностью, плотностью, площадью или радиусом влияния пробы. Лучшим считается способ, дающий наименьшую дисперсию средних содержаний. Чаще всего определяют средневзвешенное содержание только по мощности:

$$C_{взв} = \frac{\sum_{i=1}^{n} C_i m_i}{\sum_{i=1}^{n} m_i},$$

где C_i — содержание полезного компонента в i-й пробе; n — число проб; m_i — мощность (длина) частных проб.

Высокая дисперсия средних содержаний может быть связана с наличием так называемых «ураганных» проб с выдающимся содержанием полезных компонентов. Для ограничения зоны влияния «ураганных» проб применяют различные приемы их выявления и замены, учитывающие морфологию рудных тел, текстуру руд, закономерности распределения полезных компонентов и технологии отработки.

Наибольшее распространение получил прием, основанный на выделении проб, учет которых приводит к повышению среднего содержания по разведочному пересечению более чем на 20 %, а по подсчетному блоку на 10 % и более. Значения содержаний таких проб рекомендуется заменять ближайшими к ним по величине содержаниями в рядовых пробах, расположенных в одних и тех же разведочных пересечениях или в смежных по простиранию.

Поправочные коэффициенты, учитываемые при подсчете, могут существенно изменить количественную и качественную характеристики запасов и повлиять на технологию их отработки. К уменьшению запасов полезных компонентов приводят поправки на дискретность оруденения (рудоносность), наличие безрудных даек или ксенолитов вмещающих пород, валунистость, закарстованность, льдистость. Увеличение запасов может быть связано с введением коэффициентов, учитывающих намыв ценных компонентов при разработке россыпей. Кроме того, может возникнуть необходимость введения поправок на систематические погрешности химических анализов проб, замеров мощностей в буровых скважинах, на расхождение их с данными, полученными в процессе эксплуатации и дополнительной разведки.

Практически наиболее важной является поправка на дискретность оруденения или рудоносность. Чтобы оценить рудоносность, необходимо определить характер дискретности и количественно оценить ее степень. Характер дискретности зависит от соотношения размеров и количества рудных и безрудных интервалов. При очень сложном характере дискретности оруденения селективная выемка может стать практически неосуществимой. В то же время валовая отработка привела бы к резкому снижению качественных показателей товарной руды. Степень дискретности $Д$ выражается через стандарт, коэффициенты вариации и рудоносности r. Последний устанавливают как отношение суммы длин рудных интервалов (площадей, объемов, масс), несущих промышленную минерализацию, к общей длине (площади, объему, массе) рудной зоны. Чтобы при разработке месторождений избежать негативных явлений, вызываемых крайне дискретным характером оруденения, следует минимальные значения коэффициента рудоносности обосновать проектом, сравнивая варианты селективной и валовой разработки. При $Д_{max}$ $r \to 0$; при $Д_{min}$ $r \to 1$.

На разведочных стадиях обычно определяют линейный коэффициент рудоносности: $r = \Sigma l_i / L$, где l_i — длина частных рудных интервалов; L — суммарная длина пересечений рудной зоны, включая рудные и безрудные прослои. По мере

сгущения разведочно-эксплуатационной сети скважин и горных выработок, как правило, проявляется скрытая дискретность (обнаружение безрудных участков, размерами превышающих допустимые кондиции). С учетом этого определяют фактический коэффициент рудоносности $r_ф$

Оценка точности подсчета запасов

Точность подсчета запасов зависит от того, насколько близки параметры геологической модели месторождения его реальным параметрам.

Величина погрешности зависит также от степени соответствия разведочной сети, формы тел полезных ископаемых, ее ориентировки и плотности геолого-статистической неоднородности месторождения и других факторов.

При подготовке исходных материалов к подсчету запасов неизбежно возникают технические погрешности, а при создании моделей месторождения, участка и отдельных рудных тел возникают погрешности, связанные с их геометризацией (ошибки аналогии), оценками дискретности и среднего содержания полезных компонентов

Погрешности геометризации связаны с геологической неоднородностью изучаемого объекта, которая характеризуется анизотропией и зональностью. Эти свойства, определяющие неслучайную изменчивость, становятся известными с достаточной полнотой лишь на завершающих стадиях разведки и в процессе эксплуатации месторождения. Погрешности геометризации запасов могут быть самыми различными по абсолютному значению. Средние их значения в месторождениях различных рудных формаций в зависимости от сложности морфологии продуктивных залежей и их внутреннего строения изменяются от 10—15 до 50 %. Погрешности геометризации находятся в прямой зависимости от дискретности оруденения.

Систематические погрешности данных бурения и химических анализов корректируют введением поправочных коэффициентов к подсчету запасов.

Значительное расхождение фактических и подсчитанных запасов может привести к соответствующим изменениям производительности предприятия или срока его существования.

Погрешности оценки среднего содержания полезных компонентов более опасны, чем ошибки подсчета количества запасов, так как непосредственно отражаются на технологии производственного процесса и в конечном итоге на показателях эффективности разработки месторождения.

Запасы полезных ископаемых подлежат государственному и текущему учету. Порядок ведения ежегодного учета движения разведанных запасов, их погашения, списания неподтвердившихся запасов, потерь и разубоживания определяется соответствующими инструкциями.

Движение запасов — это изменение их количества в результате добычи, разведки или переоценки за определенный период.

Текущий, или так называемый геолого-маркшейдерский, учет состояния и движения разведанных запасов заключается в подготовке исходных материалов для текущего и оперативного планирования горных работ. При проектировании его составляют путем моделирования горных работ, технологических и товарного балансов.

Сопоставление баланса погашенных в недрах с учетом потерь и разубоживания запасов с товарным балансом служит для контроля показателей качества горных работ.

Показатели полноты и качества выемки руд предусматривают в перспективных, текущих и оперативных планах объема добычи минерального сырья. При перспективном планировании объемы добычи сырья с заданными качественными показателями по годам определяют на основе имеющихся геологических материалов и эскизных технических решений по реализации намечаемых планов разработки месторождения. При текущем планировании, охватывающем годовой, квартальный, месячный периоды, и оперативном (декадный и сменный) эту задачу решают на основе детальной проработки планов производства горных работ.

Расчет потерь и разубоживания полезных ископаемых

Количество и качество полезного ископаемого при переходе технологических процессов добычи и переработки из одной стадии в другую изменяется вследствие эксплуатационных потерь и разубоживания. Для оценки этих потерь при переходе полезного ископаемого из балансовых запасов в массиве в товарную продукцию используют показатели разубоживания, потерь, извлечения, содержания полезных ископаемых в руде.

Потери полезного ископаемого — это часть балансовых запасов, не извлеченная при разработке месторождения или утраченная в процессе добычи и переработки.

Потери полезного ископаемого, доли ед., определяют по выражению

$$\eta = 1 - \frac{V_и C'}{ZC}$$

или, %,

$$\eta = \left(1 - \frac{V_и C'}{ZC}\right)100,$$

где $V_и$ — объем добытого полезного ископаемого из балансовых запасов Z; C — содержание полезного компонента в исходном полезном ископаемом (руде) в массиве или в погашенных балансовых запасах, %; C' — содержание полезного компонента в сырой руде, %.

Содержание полезного компонента можно определять по объему или массе, поэтому значения $V_и$ и Z выражают в кубических метрах или тоннах.

Разубоживание полезного ископаемого — это потери качества полезного ископаемого в процессе добычи. Оно выражается в снижении содержания полезного компонента или полезной составляющей в добытом полезном ископаемом по сравнению с содержанием их в массиве (балансовых запасах) вследствие примешивания к нему пустых пород или некондиционного полезного ископаемого при разработке, а также потерь части полезного компонента или полезной составляющей (в виде потерь обогащенной части, в результате выщелачивания полезного компонента и т.д.).

Показатель разубоживания, доли ед., определяют по выражению

$$\rho = \frac{C - C'}{C}$$

или, %,

$$\rho = \frac{C - C'}{C} 100.$$

При разработке железорудных месторождений применяют показатель, называемый коэффициентом засорения ρ', являющийся частным случаем показателя разубоживания, $\rho' = V_р / V_{г.м}$, где $V_р$ — количество разубоживающих пород, засоривших полезное ископаемое, т или м^3; $V_{г.м}$ — количество добытой горной массы, т или м^3; $\rho = \rho'$, если содержание полезных компонентов в полезном ископаемом равномерное, а засоряющие породы — пустая порода.

При оценке качества горючих полезных ископаемых (угли, сланцы) применяют такой показатель, как зольность (содержание неорганической массы, выраженное в процентах от исходной массы продукта).

При разработке всех монометаллических и некоторых полиметаллических месторождений, месторождений горно-химического сырья коэффициент изменения качества — отношение показателей качественной характеристики добытого полезного ископаемого и погашенных балансовых запасов — выражают отношением содержаний полезного компонента в добытом полезном ископаемом и в погашенных балансовых запасах.

При разработке угольных месторождений коэффициент изменения качества выражают соотношением

$$k_к = \frac{100 - A_д^с}{100 - A_б^с},$$

где $A_б^с$ и $A_д^с$ — зольность балансовых запасов и добытого угля, %.

Коэффициент изменения качества для полезных ископаемых, ценность которых определяется не содержанием полезных компонентов, а сортностью, выходом блоков (при добыче строительных горных пород), размером добытых кусков (при добыче пластин слюды), иногда выражается соотношением

$$k_к = \frac{Ц_д}{Ц_б},$$

где $Ц_д$ и $Ц_б$ — цены 1 т добытого полезного ископаемого и 1 т балансовых запасов.

Этим соотношением целесообразно также выражать коэффициент изменения качества многокомпонентных руд. Показатель разубоживания и коэффициент изменения качества в этом случае связаны соотношением $\rho = 1 - k_к$.

При разработке угольных, сланцевых и торфяных месторождений показатель разубоживания можно определять по теплотворной способности T или по зольности топлива A:

$$\rho = \frac{A_д^с - A_б^с}{100 - A_б^с}; \quad \rho = \frac{T_б - T_д}{T_б}.$$

Основными причинами потерь и разубоживания являются: недостаточная геологическая изученность месторождения; завышенная оценка содержания основного компонента в добываемом полезном ископаемом, не соответствующая экономически рациональным кондициям; неполная экономическая оценка разведанных запасов при их разделении на балансовые и забалансовые; неправильное нормирование потерь и разубоживания при проектировании; нарушение предусмотренных проектом технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых; длительная консервация балансовых запасов и др.

Потери полезных ископаемых при открытой разработке месторождений принято подразделять на общекарьерные (общерудничные) и эксплуатационные.

К ***общекарьерным*** относят потери в охранных, барьерных и других целиках, в бортах карьера под транспортными бермами, а также потери, вызванные горно-геологическими, гидрогеологическими и другими причинами.

К ***эксплуатационным*** относят потери, происходящие непосредственно в процессе добычи руды, зависящие от принятой технологии разработки и организации горных работ в приконтактных зонах залежи или рудного тела. Исчисляются они в процентах по отношению к погашенным балансовым запасам за определенный период времени.

Различают также проектные, нормативные и плановые потери.

Проектными называются потери полезного ископаемого, определяемые на стадии проектирования разработки месторождения. Проектом устанавливают размеры как общекарьерных, так и эксплуатационных потерь. Величина общекарьерных потерь в процессе разработки месторождения обычно не изменяется. Эксплуатационные потери в зависимости от горно-геологических, организационных и технологических факторов могут существенно изменяться.

Нормативными называются потери полезного ископаемого, которые устанавливают технико-экономическим расчетом для каждого эксплуатационного блока (участка) поданным эксплуатационной разведки. По этим потерям определяют полноту извлечения погашаемых балансовых запасов при оценке хозяйственной деятельности предприятия.

Плановыми называются потери, которые рассчитывают по карьеру или его участку в соответствии с планом развития горных работ на отчетный период и утвержденными нормативными показателями. В плановые потери включают и ненормируемые потери, образующиеся при проведении горно-капитальных выработок, транспортных берм и др.

Если блок (участок) разрабатывают в течение нескольких планируемых периодов времени, то среднее значение плановых потерь по блоку (участку) должно быть тождественным их нормативным показателям в том же контуре.

Для экономически целесообразного снижения величины потерь полезного ископаемого допустимо разубоживание руды некондиционными рудами и пустыми породами.

Граница технически и экономически целесообразного снижения потерь за счет увеличения разубоживания или, наоборот, увеличения потерь за счет уменьшения разубоживания в каждом конкретном случае различна и определяется путем технико-экономического сопоставления возможных вариантов ведения горных работ в приконтактных зонах блока (участка) на стадии нормирования.

Важным условием правильного нормирования и учета является установление основных видов эксплуатационных потерь. Особенно это важно с точки зрения выбора технически возможных вариантов разработки для их экономического сравнения при нормировании потерь и разубоживания, установления характера экономически неоправданных потерь и разработки мероприятий по их снижению.

Основные эксплуатационные потери на карьерах возникают из-за неполноты извлечения полезного ископаемого по контуру месторождения: в лежачем и висячем боках рудного тела (почве, кровле), в геологических нарушениях и на флангах месторождения; вне выработанного пространства: в породных отвалах полезного ископаемого, смешанного с породой (при отбойке или экскавации), в местах складирования, погрузки, разгрузки и сортировки полезного ископаемого.

Как правило, методическими указаниями по нормированию потерь определяют, что на открытых горных работах нормированию подлежит только та часть эксплуатационных потерь, которая зависит от технологии, ее параметров и организации горных работ на добычных уступах. Это потери:

- неотбитого полезного ископаемого в почве и лежачем боку залежи, когда граница открытых горных работ совпадает с ее контуром;
- в целиках внутри выемочного участка;
- отбитого полезного ископаемого, удаленного в отвал вместе с породами вскрыши и забалансовыми рудами при проходке подготовительных выработок;
- при селективной разработке блока (участка), когда полезное ископаемое оставляют в почве и лежачем боку залежи, а также в местах погрузки, разгрузки, складирования и сортировки.

Если при добычных работах породу, оставленную на контакте залежи после окончания вскрышных работ, отгружают вместе с рудой на обогатительную фабрику, то возможное содержание полезного компонента в товарной руде снижается, и при этом ухудшаются технико-экономические показатели всего горно-обогатительного цикла. Поэтому наравне с потерями нормируется и разубоживание.

Потери и разубоживание на открытых горных работах неизбежны также при ведении горных работ в зонах контакта руды с породой (приконтактных зонах).

При эксплуатации сложноструктурных месторождений разрабатываемые блоки (участки) характеризуются неоднородным строением и содержат наряду с кондиционным полезным ископаемым некондиционные сорта, а также прослойки или включения пустых пород или забалансовых руд. В этом случае целесообразна селективная выемка кондиционного и некондиционного полезных ископаемых и пустых пород.

При отработке месторождений, сложенных скальными породами, валовая выемка наиболее проста и обеспечивает высокую производительность труда. Тем не менее из-за значительного разубоживания полезного ископаемого нормативные показатели необходимо определять по результатам технико-экономического сравнения возможных вариантов разработки валового и селективного способов выемки.

На пологопадающих месторождениях потери представляют собой слой теряемого полезного ископаемого, а разубоживание — слой примешиваемых пород по всей площади блока при зачистке кровли и почвы залежи.

При разработке наклонных залежей с применением механических лопат потери и разубоживание образуются за счет создания горизонтальных площадок, необходимых для нормальной работы экскаваторов, а при применении драглайнов так же, как и на пологих месторождениях, — в виде слоя, но только более сложного профиля.

При крутопадающих залежах потери и разубоживание возникают главным образом из-за несовпадения углов падения контакта залежи и откоса уступа. В этих случаях теряемое полезное ископаемое и примешиваемые породы на раздельно разрабатываемых контактах образуют в сечении треугольники.

Размеры потерь и разубоживания в зависимости от характера их образования определяются различными способами. Потери в виде слоя на всей площади разрабатываемого блока (участка) определяют с учетом используемого оборудования. Потери в виде треугольника определяют по замерам на геолого-маркшейдерских планах или расчетом.

Рациональные параметры извлечения полезного ископаемого устанавливают путем определения нормативных потерь и разубоживания.

Таким образом, при нормировании потерь и разубоживания, осуществляемом по данным эксплуатационной разведки, проводят выбор параметров технически рациональной технологии разработки блока (участка) и переработки полезного ископаемого. Следовательно, расчет нормативных потерь и разубоживания является неотъемлемой частью проекта карьера.

Потери следует рассчитывать по полезному ископаемому и всем содержащимся в нем полезным компонентам, имеющим промышленное значение, а разубоживание — по количеству пустых пород и забалансовых руд, примешанных в процессе добычи к полезному ископаемому.

При проектировании содержание полезных компонентов в руде принимают по данным геологоразведочных работ, а потери и разубоживание — на основании расчетов. Приблизительные значения ряда названных показателей приведены в приложении (табл. П1—П7).

Структура потерь металлов при добыче и переработке минерального сырья в настоящее время неблагоприятная. Установлено, что на добычу руды приходится 20 %, обогащение — 60 % и металлургический передел — 20 % от общего объема потерь. В связи со снижением содержания металлов в добываемых рудах существует тенденция увеличения потерь.

Как уже отмечалось, показатели потерь и разубоживания взаимосвязаны между собой: чем ниже разубоживание, тем выше потери, и наоборот.

Показатели потерь и разубоживания используют для расчета требуемого объема балансовых запасов при заданных объемах добычи полезного ископаемого или для определения объема добываемого полезного ископаемого и извлекаемых запасов. Объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах

$$V_{и} = Z\frac{C}{C'}(1-\eta).$$

Объем балансовых запасов для добычи заданного объема полезного ископаемого

$$Z = V_{и}\frac{C'}{C}\frac{1}{(1-\eta)}.$$

Объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах, потерях и разубоживании

$$V_{п} = Z\frac{1-\eta}{1-\rho}.$$

Объем добытой сырой руды является исходным показателем для расчета производительности карьера, определения выхода товарной продукции и расчета технико-экономических показателей.

Выход концентрата из добытой сырой руды, %,

$$q_к = C'\varepsilon_к / C'',$$

где $\varepsilon_к$ — извлечение полезного компонента из сырой руды в концентрат, доли ед.; C'' — содержание полезного компонента в концентрате, %.

Расход сырой руды для производства 1 т концентрата

$$q_р = C'' / (C'\varepsilon_к).$$

Выход товарного продукта из концентрата, %,

$$q_м = C''\varepsilon_м / C_м,$$

где $\varepsilon_м$ — извлечение полезного компонента из концентрата, доли ед.; $C_м$ — содержание полезного компонента в товарной продукции, %.

Выход товарного продукта из сырой руды, %,

$$q_м = C'\varepsilon_к\varepsilon_м / C_м.$$

Расход сырой руды для производства 1 т товарной продукции (металла)

$$q_р = C_м / (C'\varepsilon_к\varepsilon_м).$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т концентрата

$$Z = C'' / [C(1-\eta)\varepsilon_к].$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т металла

$$Z = C_м / [C(1-\eta)\varepsilon_к\varepsilon_м].$$

Годовой объем полезного ископаемого для получения заданного объема $V_к$ концентрата

$$V_п = V_к C'' / (C'\varepsilon_к).$$

5.7. Технико-экономические обоснования и расчеты параметров кондиций

Технико-экономические обоснования (ТЭО) и расчеты параметров разведочных кондиций осуществляют на основе анализа и оценки всех основных факторов, определяющих условия реализации проекта освоения месторождения, в том числе:

- экономико-географического положения месторождения, транспортных связей, климата, рельефа, сейсмических условий, освоенности района, населения и его занятости, существующих и возможных источников энерго- и водо-

снабжения, районных и специальных удорожающих коэффициентов, наличия нефте- и газопровода, сельскохозяйственных объектов и памятников истории и культуры, водоохранных зон, вблизи которых необходимо применять специальные системы отработки запасов;

• горно-геологических, гидрогеологических, геокриологических и других природных условий месторождения (участка);

• качественной и количественной характеристик разведанных запасов полезных ископаемых и содержащихся в них ценных компонентов;

• результатов полупромышленных (при необходимости — промышленных) технологических исследований основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых;

• наиболее целесообразных способов (открытый, подземный, комбинированный, геотехнологический) и систем разработки месторождения или его части;

• предполагаемой схемы обогащения (металлургического передела) минерального сырья;

• номенклатуры товарной продукции и схемы ее реализации на рынке;

• оценок характера воздействия разработки месторождения на окружающую среду и необходимости реализации мероприятий по предотвращению ее загрязнения и рекультивации земель.

При выполнении технико-экономических обоснований параметров кондиций обязательно должны быть рассчитаны и обоснованы:

• основные параметры предприятия как объекта горнодобывающего комплекса: производительность, глубина, границы и этапность разработки, вскрытие, система разработки месторождения (участка) и режим горных работ;

• производительность будущего предприятия,

• технология производства горных работ;

• технология извлечения попутных полезных ископаемых и компонентов, а также утилизация отходов рудосортировки и обогащения;

• размер потерь, разубоживания, показатели качества добываемого сырья и продуктов обогащения, выходы концентрата (товарной руды), содержания и величина извлечения основных и попутных компонентов;

• система осушения месторождения, показатели содержания в подземных водах и дренажных стоках полезных и вредных компонентов, возможность их использования, в том числе для извлечения из них полезных компонентов;

• схема использования отходов производства или вариант их складирования или захоронения;

• мероприятия по охране недр, предотвращению загрязнения окружающей среды и рекультивации земель.

Разработка экономического обоснования разведочных кондиций осуществляется на основе принципов, изложенных в Методических рекомендациях по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая редакция) (М., Экономика, 2000 г.). В соответствии с указанными Методическими рекомендациями оценку проекта осуществляют на основе моделирования потоков продукции, ресурсов и денежных средств в пределах некоего периода (горизонт расчета), обычно определяемого как срок отработки месторождения или его части. При этом экономический эффект от реализации проекта определяют на основе ана-

лиза так называемого наличного оборота проекта, представляющего собой разность между предстоящими притоками всей наличности и всеми отчислениями (расходами).

В основу ТЭО кондиций закладывают балансовые запасы руды и полезного компонента. Промышленными являются такие запасы, которые попадают в контуры отработки. Эксплуатационные запасы руды и полезного компонента определяются полнотой извлечения полезного компонента $\varepsilon_и$ и коэффициентом разубоживания ρ.

Трансформация геологических запасов в эксплуатационные происходит скачкообразно по технологическим стадиям по мере проведения вскрышных и добычных работ. Минимальное эксплуатационное содержание для различных стадий целесообразно рассчитывать с учетом только предстоящих затрат. Его можно вычислить по выражению (5.1), исключив из общей суммы затрат осуществленные эксплуатационные затраты в пересчете на 1 т руды по следующим стадиям: вскрытие запасов, подготовка горных пород к выемке, погрузка и транспортирование.

Предстоящие разновременные расходы и доходы проекта приводят к условиям их соизмеримости по экономической ценности в начальном периоде путем процедуры дисконтирования. Оценки осуществляют с учетом неопределенности и рисков, связанных с колебанием цен на продукцию горного предприятия, энергетические, трудовые и другие ресурсы, достоверностью количества и качества запасов и т.п.

Основным используемым при экономическом обосновании ТЭО кондиций показателем является чистый дисконтированный доход (ЧДД), рассчитываемый за период отработки месторождений как сумма текущих (годовых) эффектов, приведенная к начальному году. ЧДД определяют без учета налога на добавленную стоимость.

Количественную и качественную оценку запасов полезных ископаемых месторождения осуществляют по экономическим показателям, рассчитанным в двух вариантах — базовом и коммерческом.

Базовый вариант геолого-экономической оценки месторождения предполагает, что в состав затратных показателей проекта не включаются установленные законодательством на момент разработки ТЭО налоговые и иные, относимые на себестоимость продукции, платежи, а также платежи по кредитам банков и льготы. Расчетную ставку дисконта, используемую при экономическом обосновании ТЭО, принимают равной 10 %.

Коммерческий вариант геолого-экономической оценки рассчитывают с включением в затраты на добычу и переработку сырья реальных налогов, сборов и платежей, не учитываемых при базовом варианте, но требуемых действующим законодательством и условиями лицензионного соглашения при приемлемой для инвестора норме дисконта (обычно не ниже 15 %).

На основе базовой оценки определяют общие геологические (потенциальные) запасы месторождения, в то время как коммерческая оценка позволяет определить ту их часть, которая в данный момент может быть отработана в условиях конкурентного рынка с приемлемым экономическим эффектом (балансовые запасы). Сопоставление этих запасов позволяет выявить необходимость, характер и объем мер государственной поддержки недропользователя (налоговые и иные льготы), обеспечивающих возможность наиболее рационального и комплексного использования месторождения.

Критерием для оценки и выбора величины бортового содержания при разработке ТЭО разведочных кондиций является максимум чистого дисконтированного дохода за весь период разработки месторождения, определяемого как сальдо дисконтированных притока и оттока денежных средств (кумулятивный денежный поток) с учетом (в базовом варианте — без учета) относимых на себестоимость продукции налоговых ставок и платежей за пользование недрами. При этом варианты бортового содержания следует рассчитывать исходя из:

- использования в каждом из них максимально допустимой по горным и экологическим возможностям производительности рудника (карьера);
- учета при построении календарного плана добычи (если это позволяют условия залегания полезного ископаемого) возможности первоочередной отработки наиболее богатых руд, что позволяет увеличить дисконтированную сумму от реализации продукции и сокращает срок окупаемости инвестиций;
- ориентации при выборе технологии добычи, обогащения и передела руды и получении конечной продукции на наиболее прогрессивные методы;
- использования недропользователем собственных средств (без привлечения заемного капитала) и свободных (в случаях, если законодательством не предусмотрено иное) рыночных цен на товарную продукцию наивысшей степени технологического передела (металл). В случае, если продукцией завершенного специализированного цикла горного или горно-обогатительного производства является руда или концентрат, то расчет стоимости товарной продукции предприятия осуществляют исходя из рыночной цены очищенного (рафинированного) продукта (металла) за вычетом эксплуатационных расходов на стадии «обогащение — металлургический передел» с учетом потерь при добыче и технологической переработке руды

При окончательном выборе варианта бортового содержания, основанного на вышеизложенных принципах, следует также оценивать эффект (ЧДД), относящийся к рудам прирезки, который должен быть равен (или близок) к нулю.

Минимальное промышленное содержание C_{min} в ТЭО разведочных кондиций определяют, как уже было показано, исходя из условия равенства производственных затрат и результатов в цикле «добыча — реализация конечной товарной продукции» и используют в качестве эталона для оценки месторождения в целом или отдельных его частей (см. подразд. 5.3).

Для надежности принимаемого решения по величинам бортового и минимального промышленного содержаний целесообразно осуществить расчеты чистого дисконтированного дохода (ЧДД) для нескольких уровней цен с отклонением от принятой в расчетах базовой величины в ту и другую сторону с построением соответствующих вариантов притока и оттока денежных средств. Окончательный выбор уровней бортового и минимального промышленного содержаний должен базироваться на наиболее вероятной ценовой ситуации.

Для обоснования проекта разведочных кондиций обычно используются следующие технико-экономические показатели:

1. Разведанные геологические запасы, положенные в обоснование ТЭО кондиций, тыс. т ($м^3$):
   категории $A + B + C_1$;
   категории C_2.
2. Промышленные запасы, тыс. т ($м^3$).
3. Эксплуатационные запасы, тыс. т ($м^3$).
4. Разведанные запасы компонентов, тыс. т ($м^3$).

5. Промышленные запасы компонентов, тыс. т ($м^3$).
6. Эксплуатационные запасы компонентов, тыс. т ($м^3$).
7. Средние содержания компонентов в запасах, % (г/т):
разведанных;
промышленных;
эксплуатационных.
8. Потери, %.
9. Разубоживание, %.
10. Годовая производительность предприятия, тыс. т ($м^3$):
по горной массе;
по добыче полезного ископаемого и переработке (обогащению) минерального сырья;
по выпуску концентратов (промпродуктов);
по выпуску конечной товарной продукции.
11. Коэффициент вскрыши, $м^3$/т ($м^3/м^3$).
12. Показатели обогащения (сортировки) минерального сырья по основному и сопутствующим полезным ископаемым и содержащимся в них компонентам, %:
выход концентрата (промпродукта, других видов продукции);
извлечение компонента в концентрат (промпродукт и другая продукция);
содержание компонента (в концентрате и т.п.);
извлечение компонента из концентрата (промпродукта и других видов продукции) в конечную товарную продукцию.
13. Срок обеспеченности предприятия запасами, годы.
14. Капиталовложения в промышленное строительство (реконструкцию), млн руб.,
в том числе:
в карьер;
в обогатительную фабрику (рудосортировку);
в металлургический (химический) завод.
15. Оборотный капитал, млн руб.
16. Общие капитальные вложения, млн руб.,
в том числе затраты на природоохранные мероприятия.
17. Удельные капиталовложения в карьер на 1 т ($м^3$) годовой добычи полезного ископаемого и в горно-металлургический комплекс на 1 т приведенного металла, млн руб.
18. Годовые эксплуатационные затраты, млн руб.
19. Эксплуатационные затраты на 1 т ($м^3$) полезного ископаемого, руб.,
в том числе:
на добычу;
на обогащение (рудосортировку);
на транспортирование руды (концентратов);
на заводскую переработку, включая природоохранные работы.
20. Себестоимость единицы товарной продукции, руб.
21. Цена единицы (г, т, $м^3$) товарной продукции (цена реализации товарной продукции исчисляется по действующим свободным рыночным или регулируемым оптовым ценам без учета налога на добавленную стоимость и акциза), руб.
22 Стоимость товарной продукции, общая и раздельно для каждого основного и попутного полезного ископаемого и компонента (доход), млн руб.:

за год;

за весь период разработки.

23. Прибыль, млн руб.

24. Плата за недра, %.

25. Отчисления на воспроизводство минерально-сырьевой базы (ВМСБ), %.

26. Плата за воду, землю, дорожный налог и т.д., %.

27. Чистый дисконтированный доход (при ставке дисконтирования 10 %), млн руб.

28. Индекс доходности, млн руб.

29. Внутренняя норма рентабельности, %.

30. Срок окупаемости капитальных вложений, годы.

Перечень технико-экономических показателей может быть уточнен в соответствии с конкретными экономическими условиями, особенностями технологии добычи полезных ископаемых, переработки минерального сырья и выпуска товарной продукции.

При сравнении вариантов предпочтение следует отдавать тому из них, реализация которого обеспечивает максимальное комплексное использование разведанных запасов при приемлемом для инвестора уровне доходов на инвестируемый капитал.

Оценку величины капитальных вложений в промышленное строительство (реконструкцию) предприятия и эксплуатационных затрат осуществляют прямым расчетом, а также (по отдельным элементам затрат) с использованием данных по предприятиям-аналогам с соответствующим обоснованием.

Технико-экономические показатели эксплуатационных кондиций также составляют на основе анализа дисконтированных потоков денежной наличности с учетом реально существующих на данный момент цен на производимую продукцию и энергоресурсы, систем и ставок налогообложения, таможенных тарифов, льгот, условий привлечения заемного капитала. Они, как отмечалось ранее, рассчитываются применительно к конкретной части месторождения, предполагаемой к первоочередной отработке, исходя из предстоящих затрат на добычу, транспортировку и переработку минерального сырья Для отдельных технологически обособленных эксплуатационных блоков, с учетом получения конечной продукции. Срок действия эксплуатационных кондиций обосновывается в ТЭО и окончательно устанавливается в процессе его госэкспертизы с учетом реальной экономической обстановки и геологических особенностей объекта.

Эксплуатационные кондиции разрабатывают на базе проекта разработки месторождения, содержащего конкретный план и последовательность развития горных работ, график ежегодного объема добычи и переработки полезного ископаемого, величину капитальных и эксплуатационных затрат, уточненную схему и показатели обогащения и металлургического передела.

При этом должны быть учтены все предусмотренные законодательством и условиями лицензионных соглашений налоги и льготы (частичное или полное освобождение от платежей при пользовании недрами, отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы, скидки за истощение недр и др.). На основе указанных расчетов по каждому эксплуатационному блоку в пределах данной части месторождения оценивают предполагаемые экономические показатели его отработки, в соответствии с которыми запасы в контуре намечаемой к отработке выемочной единицы подразделяют на балансовые (экономические, гра-

нично экономические) и забалансовые. Определяют процентное соотношение запасов этих групп.

Основным квалификационным критерием отнесения оцениваемых в ТЭО эксплуатационных кондиций запасов выемочных единиц (участков) к балансовым является возможность их отработки с минимально необходимым уровнем рентабельности на основе сопоставления предстоящих затрат и ценности извлекаемой продукции.

Для определения влияния действующих налогов и платежей на экономическую эффективность работы предприятия и полноту использования недр в рамках ТЭО эксплуатационных кондиций проводят сравнение существующих технико-экономических показателей разработки месторождения и подсчетных параметров кондиций с вариантом ТЭО, рассчитанным без учета соответствующих налогов. Оценивают бюджетную эффективность сравниваемых вариантов и обосновывают необходимость для недропользователя режима льготного налогообложения.

При окончательном выборе вариантов бортового и минимального промышленного содержаний необходимо учитывать влияние селективной первоочередной отработки обогащенных участков на экономические показатели последующей отработки оставшихся в недрах запасов полезных ископаемых.

Порядок оформления, представления и рассмотрения технико-экономических обоснований кондиций

Текстовые и графические материалы ТЭО кондиций должны быть разработаны в соответствии с действующими инструкциями и содержат:

- сведения о месторождении, его геологическом строении и запасах;
- прогноз спроса и предложения на товарную продукцию и попутные компоненты;
- данные о системе налогообложения;
- принятые в расчетах величины и параметры: глубина и граница карьера (границы отработки запасов), режим горных работ, системы разработки, вскрытия, производительности предприятия, потери и разубоживание полезного ископаемого, объемы горно-капитальных работ, себестоимость добычи и переработки полезного ископаемого, в том числе с применением принятых в условиях лицензионного соглашения ставок платежей за пользование недрами, отчислений на воспроизводство минерально-сырьевой базы и др. или при освоении месторождения на основе соглашения о разделе продукции — объем компенсационной продукции, капитальных затрат и их структуры с учетом стоимости мероприятий по охране окружающей среды и ликвидации предприятия и т.д.

ТЭО разведочных и эксплуатационных кондиций, как правило, должны разрабатываться специализированными организациями по поручению недропользователя.

Материалы ТЭО кондиций представляются в ГКЗ недропользователями вместе с заключением органов исполнительной власти субъекта Российской Федерации, на территории которого находится данное месторождение, и территориального органа управления государственным фондом недр Министерства природных ресурсов Российской Федерации. Материалы ТЭО эксплуатационных кондиций по месторождениям, находящимся в разработке, и предложения

о списании с баланса действующих предприятий балансовых запасов согласовываются с органами Ростехнадзора.

Одновременно с указанными материалами в ГКЗ предоставляются справка об основных положениях ТЭО и условия лицензионного соглашения на освоение месторождения.

На основании ТЭО кондиций ГКЗ заключает договор с недропользователем.

Утвержденные ГКЗ параметры кондиций являются основанием для подсчета (пересчета) запасов оцениваемого месторождения и внесения при необходимости органами, выдавшими лицензию, соответствующих изменений в условия лицензионного соглашения.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите основные геолого-экономические и технологические критерии оценки месторождений.
2. Раскройте понятие «кондиции на минеральное сырье» и перечислите основные параметры кондиций.
3. Что такое балансовые запасы, их категории и отличие от забалансовых?
4. Определите термин «бортовое содержание полезного компонента».
5. Приведите основные характеристики категорий запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых.
6. Раскройте сущность терминов «потери» и «разубоживание» полезных ископаемых. Как осуществляется инженерная оценка этих показателей по стадиям добычи и переработки минерального сырья?

ГЛАВА 6. ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Важнейшей задачей геомеханики открытых горных работ является расчет устойчивости откосов горных выработок в конкретных геологических и гидрогеологических условиях с учетом применяемой техники и технологии. Необходимость взаимосвязанного учета названных факторов обусловлена тем, что интенсивность геомеханических процессов, происходящих в разрабатываемом массиве пород, породных массах отвалов и техногенных складов, во многом определяется вскрытием, технологией разработки месторождения, календарным планом развития работ и применяемым горно-транспортным оборудованием.

Особую актуальность устойчивость откосов горных выработок и бортов карьера приобретает в связи с возрастанием глубины карьеров и объемами выполняемых горных работ; применением мощного горно-транспортного оборудования, имеющего большую массу и рабочие параметры; использованием крупномасштабного взрывного разрушения скального массива с заданной степенью дробления, необходимостью длительного поддержания в устойчивом состоянии откосов постоянных бортов и вскрывающих выработок, часто на весь срок существования карьера.

В зависимости от назначения участка откоса борта карьера и времени его существования различают пять групп откосов: откосы вскрывающих выработок; постоянные борта вблизи охраняемых объектов; постоянные борта, не содержащие транспортных коммуникаций; временно-постоянные борта; откосы рабочих уступов.

Углы откосов уступов изменяются от 25—30 до 90°. Исходя из необходимости оставления берм и площадок различного назначения, угол откоса борта определяется конструктивно и составляет для рабочих бортов 10—25°, для постоянных бортов и откосов траншей — от 15 до 45—50°.

Задача при проектировании состоит в том, чтобы определить максимальные углы наклона откосов, отвечающие требованиям устойчивости и обеспечивающие возможность размещения необходимого числа площадок и берм различного назначения, а также рациональное расположение транспортных коммуникаций и минимальный объем вынимаемых пустых пород.

6.1. Расчет устойчивости откосов уступов и бортов карьера

Устойчивость откосов уступов и бортов карьера зависит от прочности, геологического строения, структуры, тектонической нарушенности и степени обводненности массива пород и производимых горных работ. В результате обнажения глубинных слоев пород и выполнения различных технологических процессов в массивах пород возникают горно-геологические явления — оползни, обрушения, обвалы, осыпи, оплывни, просадки. Прогнозирование возникновения этих явлений, определение их характеристик и управление ими возможно путем изменения горно-технических параметров разработки.

Наиболее опасный вид разрушения карьерных откосов представляют собой оползни — смещение породных масс по поверхности, называемой поверхностью скольжения (оползания). Эта поверхность отделяет смещающуюся часть породы от неподвижной части.

Объем породы в откосе, ограниченный поверхностями откоса и скольжения, представляет собой призму возможного обрушения. Формы поверхности скольжения и их расположение в массиве зависят от геологических факторов, физико-механических свойств пород, геометрических параметров откоса. При криволинейной форме поверхности скольжения верхняя часть призмы обрушения называется призмой активного давления, нижняя — призмой упора.

Одним из основных проектных параметров, обосновываемых технико-экономическими и геомеханическими расчетами, является угол наклона нерабочего борта карьера. От величины этого угла зависит объем пустых пород, включаемых в контур карьера, и как следствие этого величина коэффициента вскрыши и размер отвода под внешние отвалы.

Угол наклона нерабочего борта карьера в первую очередь зависит от его конструкции, обусловленной параметрами нерабочих уступов, шириной и числом берм различного назначения, а также формой и элементами залегания полезного ископаемого, геомеханическими и геолого-структурными характеристиками пород.

Для его определения вначале находят предельно допустимый по условиям устойчивости угол наклона $\alpha_{пр}$ для каждого характерного участка нерабочего борта карьера, а затем конструируют борт таким образом, чтобы его профиль вписался в предельный угол, т.е. чтобы конструктивный (проектный) угол $\alpha_к$ был меньше или равен $\alpha_{пр}$ ($\alpha_к \leq \alpha_{пр}$).

Необходимо подчеркнуть, что при проектировании вскрытия и транспортирования горной массы следует выбирать наиболее благоприятное для устойчивости участков борта положение вскрывающих выработок и транспортных берм.

Рационализировать конструкцию борта с целью увеличения угла его наклона можно путем:

- отстройки нерабочих уступов на каждом погашаемом горизонте (участке борта) с параметрами, соответствующими свойствам и структуре горных пород;
- применения инженерных мероприятий (без изменения конструкции борта), направленных на предотвращение осыпеобразования и локальных обрушений уступов или улавливания осыпей;
- расположения транспортных берм и технологических площадок на участках, где необходима разгрузка борта (преимущественно в границах призмы активного давления);
- придания предохранительным бермам минимально необходимой (для механизированной их очистки) ширины за счет применения «щадящей» технологии при их нарезке;
- сокращения продолжительности стояния бортов в предельном положении на участках месторождения, сложенных менее прочными породами (выбор соответствующих вариантов вскрытия и направления развития горных работ)

При проектировании карьера углы наклона нерабочего борта, параметры уступов и предохранительных берм часто вынуждены принимать без достаточного геомеханического обоснования из-за отсутствия достоверных данных о законтурном массиве. В процессе эксплуатации эти параметры следует уточнять с учетом дополнительно получаемой информации о физико-механических свойствах и структуре массива.

Во всех случаях при проектировании необходимо принимать технологические решения, позволяющие снизить отрицательное воздействие горных работ на законтурный массив, в частности, для защиты от сейсмического и дробящего действия взрывов целесообразно применять короткозамедленное и контурное взрывание, экранирующие щели, буферные слои и т.п. В тех случаях, когда конструктивный угол наклона борта меньше расчетного, увеличить его можно путем применения изолирующих покрытий поверхности откосов, искусственных или укрепленных берм и осыпеуловителей, укрепления локальных участков уступов.

Устойчивый угол откоса бортов определяют аналитически по принятому коэффициенту запаса устойчивости, заданной высоте уступа и борта, геологическим и другим факторам.

В геомеханических расчетах прочность массива оценивают по удельному сцеплению в массиве C и углу внутреннего трения в массиве φ в зависимости от характеристик пород (табл. 6.1), полученных для образцов,

$$C = \lambda C_{об},$$

где λ — коэффициент структурного ослабления; $C_{об}$ — удельное сцепление породы в образце, Па.

Коэффициент структурного ослабления λ можно рассчитать по выражению

$$\lambda = \frac{1}{1 + a \ln(H l_{тр})},$$

где a — коэффициент, значения которого для различных пород приведены в табл. 6.2; H — высота борта, м; $l_{тр}$ — интенсивность трещиноватости пород, м$^{-1}$.

Угол внутреннего трения в массиве φ принимают по результатам лабораторных и натурных определений на основании полученных графиков сопротивления сдвигу пород.

Таблица 6.1

Классификация горных пород по их устойчивости в бортах карьеров (по Г.Л. Фисенко)

Категория пород	Общая характеристика пород	Основные представители пород данной группы	Основные показатели устойчивости откосов
I — крепкие (скальные)	$\sigma_{сж} > 80$ МПа, слаботрещиноватые, слабовыветрелые, не набухают, в бортах карьеров не подвергаются пластическим деформациям	Невыветрелые и слабовыветрелые изверженные и метаморфические породы, кварцевые песчаники, известняки и кремнистые конгломераты	Характеристики сопротивления по поверхности ослабления φ' и C' и элементы залегания этих поверхностей
II — средней крепости (полускальные)	$\sigma_{сж} = 8 \div 80$ МПа, трещиноватые, интенсивно выветриваются, не набухают, не размокают, непластичны	Выветрелые разновидности изверженных и метаморфических пород, глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковые песчаники, аргиллиты, алевролиты, мергель, известковистые конгломераты и брекчии, известняк-ракушечник, угли	Характеристики прочности пород в образце $\varphi_{об}$ и $C_{об}$ и по поверхностям ослабления φ' и C', элементы залегания поверхностей ослабления, характер и интенсивность трещиноватости
III — слабые (глинистые)	$\sigma_{сж} < 8$ МПа, набухают, пластичные, интенсивно выветриваются и осыпаются, оползают	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические, а также выветрелые разности осадочных пород II группы, все разновидности глин, супесей и суглинков, глинистые пески и галечники, мел, лесс, делювиальные и моренные отложения	Характеристики φ, C, φ′ и C′, интенсивность трещиноватости, залегание поверхностей ослабления, водонасыщенность и напорные воды
IV — несвязные (сыпучие)	Сцепление отсутствует, углы внутреннего и естественного откоса изменяются в пределах 28—38°, пластически не деформируются, не размокают и не оползают	Каменистые и щебеночные накопления у основания откоса пород I и II групп, чистые галечники и пески	Угол внутреннего трения (или угол естественного откоса), зависящий от коэффициента трения по поверхности частиц (обломков) и от их формы
V — илы и плывуны	Сцепление менее 0,02 МПа, в водонасыщенном состоянии внутреннее трение отсутствует	Современные илисто-глинистые озерные, болотные и лагунные осадки, рыхлые водонасыщенные пылеватые пески и глины, водонасыщенные почвы, заторфленные осадки, водонасыщенные легкие и пылеватые суглинки	В откосах высотой более 3—5 м неустойчивы, не могут служить устойчивым основанием отвалов

Примечание. $\sigma_{сж}$ — сопротивление породы одноосному сжатию; $\varphi_{об}$ — угол внутреннего трения породы в образце (градусы); φ' — угол трения по поверхности ослабления (градусы).

Таблица 6.2

Значения коэффициента *a* для различных пород

Группа породы	Порода и характер ее трещиноватости	Сцепление в образце, МПа	Коэффициент *a*
3	Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения, сильновыветрелые полностью каолинизированные изверженные	0,4—0,9	0,5
	Уплотненные песчано-глинистые в основном с нормальносекущей трещиноватостью	1—2	2
2	Сильнокаолинизированные изверженные	3—8	2
	Уплотненные песчано-глинистые с развитой кососекущей трещиноватостью, каолинизированные изверженные	3—8	3
	Средней крепости слоистые, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	10—15	3
		15—17	4
		17—20	5
1	Крепкие, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	20—30	6
		> 30	7
	Крепкие изверженные с развитой кососекущей трещиноватостью	> 20	10

Степень однородности (монолитности) массива зависит от наличия или отсутствия поверхностей анизотропии. По степени участия в геомеханических процессах поверхности анизотропии (контакты) объединены в три группы (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Типизация поверхностей анизотропии по их влиянию на устойчивость откосов

Тип контакта	Степень влияния на устойчивость откоса	Положение в массиве относительно откоса
Активный	Является потенциальной поверхностью скольжения	Подрезается откосом, падает под углом $\beta_a > \varphi'$
Пассивный	Частично участвует в формировании общей поверхности сдвига	Не подрезается откосом либо подрезается при $\beta_a > \varphi'$
Нейтральный	Не участвует в формировании поверхности сдвига	Любое

Примечание. β_a — угол наклона поверхности анизотропии, градус; φ' — угол внутреннего трения на поверхности анизотропии.

Степень монолитности массива является критерием его качества с точки зрения сопротивляемости деформациям сдвига (при прочих равных условиях). Выделены три класса массивов горных пород вне зависимости от их генезиса (табл. 6.4). В первых двух классах поверхность сдвига гипотетическая (формируется в процессе разрушения откоса), в последнем — сдвиг реализуется полностью или частично по поверхности анизотропии.

Деформирование карьерных откосов обусловлено влиянием природных и горно-технических факторов. Откосы, сложенные изверженными или метаморфическими породами, деформируются при наличии активных контактов. В однородных породах с круто- и наклоннопадающими пассивными контактами сдвиг происходит только в тех случаях, когда формируются общая и дополнительная (между блоками) поверхности скольжения. Если имеются горизонтальные и пологие поверхности анизотропии механизм разрушения откоса зависит от соотношения характеристик в однородной и неоднородной частях массива. В табл. 6.5 приведены величины углов трения по контактам слоев и трещинам для некоторых пород.

Таблица 6.4

Классификация массивов по степени их однородности

Класс	Массив	Геологическое строение, структура, анизотропия	Типичное месторождение полезных ископаемых
1	Однородный	Монолитные, умеренно трещиноватые породы различных литотипов	Вкрапленные руды, жильные, штокверковые, линзообразные и другие залежи
2	Условно однородный (квазиоднородный)	То же, но включающие нейтральные контакты	Пластовые и жильные угольные, рудные, нерудные залежи
3	Неоднородный	Слоистые, трещиноватые, тектонически нарушенные породы, включающие активные и пассивные контакты	Участки месторождений различных типов, лежачий бок пластовых месторождений, крылья мульд

Таблица 6.5

Углы трения по контактам слоев (по данным ВНИМИ)

Породы	Углы трения в зависимости от характера поверхности, градусы			
	Неровные шероховатые	Ровные шероховатые	Неровные гладкие	Ровные гладкие
Порфиры, роговики, джеспилиты, песчаники	28—31	24—28	22—27	20—26
Вторичные кварциты, гранодиориты, кварцевые порфиры, гранодиорит-порфиры, сканированные породы, сиениты, диориты, алевролиты	25—28	22—25	20—23	17—20
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	24—27	23—25	20—22	16—19
Глинистые сланцы, аргиллиты	23—26	21—23	18—20	15—18
Филлиты, тальк-хлоритовые и серицитовые сланцы	23—25	20—22	13—15	9—12

Вследствие незначительности сцепления по трещинам, по контактам слоев и дизъюнктивным нарушениям, а также в связи с пониженными (по сравнению с другими направлениями) величинами углов трения устойчивость борта в целом

по этим поверхностям ослабления при их подрезке горными выработками обеспечивается лишь в случаях, когда углы их падения в сторону выемки не превышают углов трения по этим поверхностям. Отдельные уступы могут сохранять устойчивое состояние при углах падения подрезанных поверхностей ослабления, превышающих на 4—6° углы трения по этим поверхностям.

Исходя из времени стояния откосов и их назначения, при проектировании рекомендуется выбирать коэффициент запаса устойчивости от 1,1 для уступов рабочих бортов до 1,3—1,5 для наиболее важных участков бортов карьеров и вскрывающих выработок (табл. 6.6).

Таблица 6.6

Рекомендуемые значения коэффициента запаса устойчивости карьерных откосов

Характеристика откосов	Срок стояния	
	< 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт, глинистые или трещиноватые	1,2	1,3
То же, преобладание песчаных и гравелистых	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	—
Рабочие уступы и отвалы	1,2	—
Нерабочие уступы, глинистые и трещиноватые	1,5	2
То же, но песчаные и глинистые	1,15	1,2
Откосы вскрывающих выработок, участки, содержащие стационарные устройства (конвейерные и скиповые подъемники, тоннели, наклонные стволы и т.п.)	Практически весь срок службы карьера (40—50 лет) 1,3—1,5	
Постоянные борта, вблизи которых находятся охраняемые объекты — предохранительные целики у водоемов, населенных пунктов, магистралей и т.п.	То же 1,2—1,4	
Постоянные борта, не содержащие транспортных коммуникаций	По мере оформления предельных контуров 1,2—1,3	
Временно-постоянные борта	10—15 лет 1,15—1,2	
Рабочие уступы	Несколько месяцев 1,1—1,2	

Величину угла откоса нерабочего борта карьера по условиям устойчивости в зависимости от прочности пород, структуры и состояния породного массива для предварительных расчетов можно принимать по табл. 6.7.

С позиций геомеханики максимальный угол наклона нерабочих бортов ограничивается:

- физико-механическими свойствами и блочностью законтурного массива (однородные и приравниваемые к ним законтурные массивы);
- элементами залегания полезного ископаемого или протяженных поверхностей ослабления, простирающихся согласно с бортом (лежачий бок пластовых и жильных месторождений, наличие тектонических нарушений, слабых пропластков и т.п.);

• параметрами нерабочих уступов и берм различного назначения, обусловленными как геомеханическими факторами, так и транспортно-технологическими решениями.

Таблица 6.7

Углы откоса нерабочего борта карьера по условиям устойчивости (по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика породного массива	Угол откоса нерабочего борта, градус
Скальные породы, $\sigma_{ск} > 80$ МПа	Крепкие малотрещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
	Крепкие малотрещиноватые породы при наличии крутопадающих (более 60°) или пологопадающих (менее 15°) поверхностей ослабления	40—45
	Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35—55°	30—45*
	Крепкие мало- и среднетрещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20—30°	20—30*
Малопрочные скальные, полускальные и плотные породы, $\sigma_{ск} = 8 \div 80$ МПа	Относительно устойчивые в откосах породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40—45
	Относительно устойчивые в откосах породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 35—55°	30—40*
	Интенсивно выветривающиеся в откосах породы	30—35
	Все породы данной группы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20—30°	20—30*
Мягкие и сыпучие породы, $\sigma_c < 80$ МПа	Пластичные глины при отсутствии поверхностей скольжения, слабых контактов между слоями и других поверхностей ослабления	20—30
	Пластичные глины и другие глинистые породы при наличии поверхностей ослабления в средней или нижней части борта	15—20

*Более крутой угол откоса борта соответствует большему значению угла падения поверхностей ослабления.

В соответствии с этим выделяют три типа бортов карьеров.

Конструкции бортов I типа. Законтурный массив не имеет явных поверхностей ослабления, участвующих в формировании потенциальной призмы обрушения. Предельный угол наклона борта $\alpha_{пр}$ является функцией характеристик сопротивления пород сдвигу и коэффициента структурного ослабления. При высоте H его можно рассчитать по формуле

$$\alpha_{пр} = \arccos\{\operatorname{tg}\varphi/(1 - H_c/H)\},$$

где H_c — глубина связности, м, $H_c = 5{,}14C\operatorname{ctg}(45° - \varphi/2)/\gamma$; C, φ, γ — соответственно удельное сцепление пород в массиве, Па, угол внутреннего трения, градус, и объемный вес пород, Н/м^3.

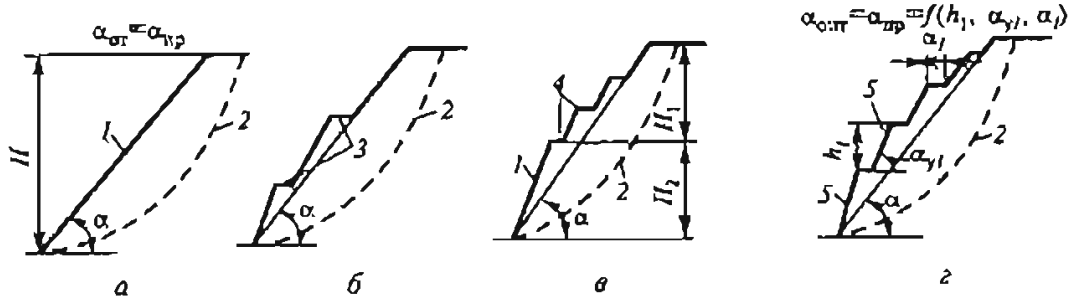


Рис. 6.1. Конструкции бортов I типа:

а — сплошной откос с укрепленной поверхностью *1*; *б* — то же, между транспортными бермами *3*; *в* — сочетание участков борта с нарезными бермами *4* и сплошным откосом *1*; *г* — с нарезными бермами и увеличивающимися с глубиной параметрами уступов *5*; *2* — потенциальная поверхность скольжения; h_i, $\alpha_{уi}$, a_i — соответственно высота *i*-го уступа, угол его откоса и ширина *i*-й бермы; α — общий угол наклона борта высотой *H*; $\alpha_{опт}$ — угол, оптимальный по объему вскрыши

В зависимости от конкретных геомеханических условий и принятого вида транспорта возможны следующие проектные решения.

Борт с укрепленными или изолированными откосами (безбермовый борт). По мере углубления карьера с применением контурного взрывания формируют сплошной откос. Для исключения осыпеобразования и выпадения отдельных породных блоков поверхность откоса укрепляют или изолируют (сетка, укрепленная анкерами, торкрет-бетон в сочетании со штанговой крепью, изолирующие маты или покрытия в условиях многолетней мерзлоты и др.). Угол наклона максимален при отсутствии транспортных берм (рис. 6.1, *а*).

Транспортирование горной массы можно осуществлять крутонаклонными конвейерами по борту в лежачем боку или по подъемным выработкам.

При применении железнодорожного или автомобильного транспорта сплошные укрепленные откосы могут быть сформированы между транспортными бермами (рис. 6.1, *б*).

Возможно также совмещение предохранительной и транспортной берм.

В случае, когда верхняя часть борта сложена выветрелыми, дезинтегрированными породами (двухслойная среда), сплошной откос может быть сформирован в придонной части карьера (рис. 6.1, *в*).

Борт с нарезными предохранительными и транспортными бермами (рис. 6.1, *г*). В отличие от рассмотренных вариантов (см. рис. 6.1, *а*—*в*) формирование данного борта осуществляют по обычной противодеформационной технологии, не требующей дополнительных строительных работ.

От традиционной технологии она отличается тем, что параметры уступов и берм на каждом погашаемом участке борта принимают в зависимости от прочности и структуры законтурного массива. Если верхняя часть борта сложена четвертичными отложениями, выветрелыми и дезинтегрированными породами, углы откосов уступов в таких породах не превысят 30—40°.

В случае общей высокой прочности пород и при распространении зоны дезинтеграции на значительную глубину (100—150 м) компенсировать потерю в угле наклона в верхней части (на отдельных участках он может составлять 23—30°) можно только путем перехода к оформлению уступов под углами 70—75°, по возможности увеличивая их высоту.

Таким образом, в массивах с увеличивающимися с глубиной прочностью и устойчивостью пород соответственно растет предельно допустимая высота усту-

па (при максимальном угле откоса) и сокращается число необходимых предохранительных берм. Борт в конечном положении приобретает наиболее экономичный выпуклый профиль. В случае, когда $\alpha_к < \alpha_{пр}$, конструкцию борта корректируют путем переноса транспортных берм на другие участки борта, укреплением локальных участков уступов и берм при пересечении ими тектонических нарушений и др.

При проектировании следует учитывать следующее.

Явно выраженной естественной склонностью к выветриванию обладают лишь отдельные разновидности горных пород. Осыпи, как правило, вызываются разрушением берм, нарезаемых с перебуром скважин в приконтурных заходках. Зона дробленых пород достигает 3—5 м, что и способствует интенсивной сработке верхней бровки уступа и уменьшению со временем ее ширины. Величина сработки за время t на различных горизонтах зависит от интенсивности процесса i, м/год. При нормативной ширине $a_н$ первоначальная ширина бермы должна составить

$$a = it + a_н. \qquad (6.1)$$

Если очистка берм не предусмотрена, борт превратится в сплошной откос через 5—10 лет стояния. Так как каждая берма является источником осыпеобразования для лежащей ниже бермы и улавливателем — для лежащей выше, объем осыпи по мере понижения горных работ увеличивается, а ширина берм сокращается.

Конструкции бортов II типа. Величина угла наклона борта карьера в лежачем боку ограничена либо углом падения залежи полезного ископаемого β, либо наличием в массиве протяженных поверхностей ослабления, простирающихся согласно с бортом. Если при заданной высоте борта угол их падения $\beta < \alpha_{пр}$, то он является оптимальным по объему вскрыши. Конструкция борта будет зависеть от его величины, обусловливающей необходимость в предохранительных бермах. Возможны следующие варианты.

Борт со сплошным откосом, пригруженным внутренним отвалом (рис. 6.2, *а*). При пологом залегании пласта под углом $\beta \le 20°$ борт совмещают с почвой пласта. При $\beta > 10°$ для обеспечения устойчивости внутреннего отвала может возникнуть необходимость в инженерной подготовке основания и дренажных мероприятиях.

Борт со сплошным откосом, с углом наклона α, не превышающим предельно допустимый угол $\alpha_{пр}$ (рис. 6.2, *б*). Кроме обеспечения общей устойчивости борта, должно удовлетворяться требование безопасности, т.е. выполняться неравенство

$$\mathrm{tg}\beta \le \mathrm{tg}\varphi', \qquad (6.2)$$

где $\mathrm{tg}\ \varphi'$ — коэффициент трения, при котором разрыхленные породы не соскальзывают с поверхности откоса (в слоистых породах образование кусков породы округлых форм маловероятно).

Транспортные бермы на таких бортах могут быть врезными или насыпными. Первый вариант возможен, если исключен сдвиг по поверхности *AB*. Допустимую высоту борта с подрезанным контактом можно рассчитать по формуле

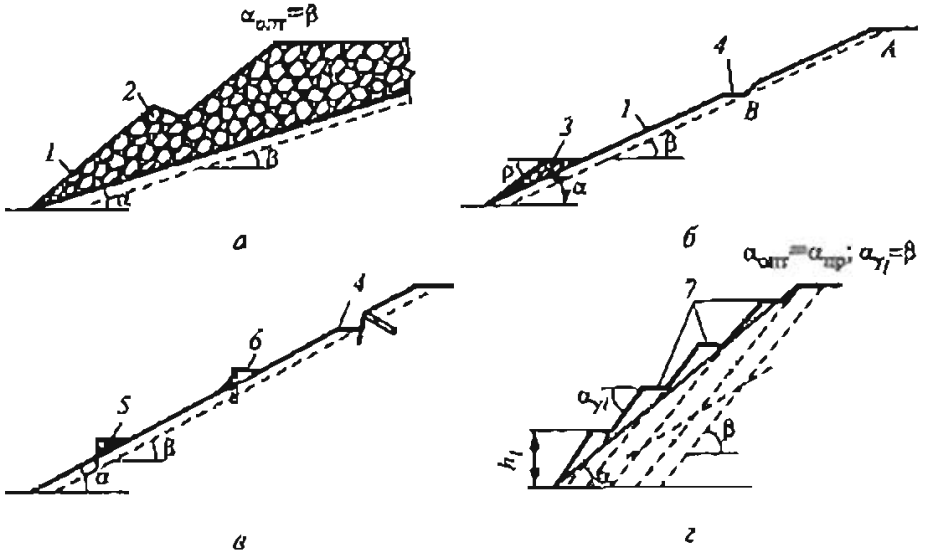


Рис. 6.2. Конструкции бортов II типа

а — сплошной откос *1*, пригруженный отвалом *2*; *б* — сплошной откос с насыпной *3* и врезной *4* бермами; *в* — то же, с искусственной *5*, укрепленными нарезной *6* и врезной *4* бермами; *г* — то же, с разгрузочными бермами *7*; β — угол падения контакта; ρ — угол естественного откоса (остальные обозначения см. рис. 6.1)

$$H_п = \frac{2C'}{\gamma}\frac{1+\mathrm{ctg}\beta\,\mathrm{ctg}(\beta-\varphi')}{\mathrm{ctg}\beta-\mathrm{ctg}\alpha},$$

где C', φ' — удельное сцепление и угол внутреннего трения пород на поверхности контакта.

Борт с укрепленными (в том числе врезными) или искусственными бермами (рис. 6.2, *в*). Угол наклона борта не удовлетворяет условию (6.2). Для улавливания осыпи необходимо предусматривать создание предохранительных берм, которые могут быть врезными или нарезными. Аналогично сооружают транспортные или транспортно-улавливающие бермы.

Целесообразность применения инженерных мероприятий следует обосновывать технико-экономическим расчетом в сравнении с вариантом выемки дополнительного объема породы при устройстве нарезных берм.

Борт с разгрузочными бермами (рис. 6.2, *г*). В случае, если предельный угол наклона борта $\alpha_{пр} < \beta$, то для обеспечения устойчивости борта необходимо предусматривать его разгрузку путем нарезки берм преимущественно в границах призмы активного давления. Их можно использовать в качестве транспортных, для устройства перегрузочных пунктов и др.

Конструкции бортов III типа. Отличительная особенность бортов данного типа — зависимость величины углов их наклона от предельных параметров нерабочих уступов и берм. Оптимальным будет конструктивный угол наклона $\alpha_к \le \alpha_{пр}$. Высокая прочность пород в куске решающей роли не играет. Параметры уступов (угол откоса или высота) ограничены наличием в массиве поверхностей ослабления, не подлежащих подрезке откосом (системы трещин, контакты между различными литотипами и слоями, чередующиеся слабые пропластки и др.). К этому типу могут быть отнесены борта в лежачем боку месторождений (особенно угольных).

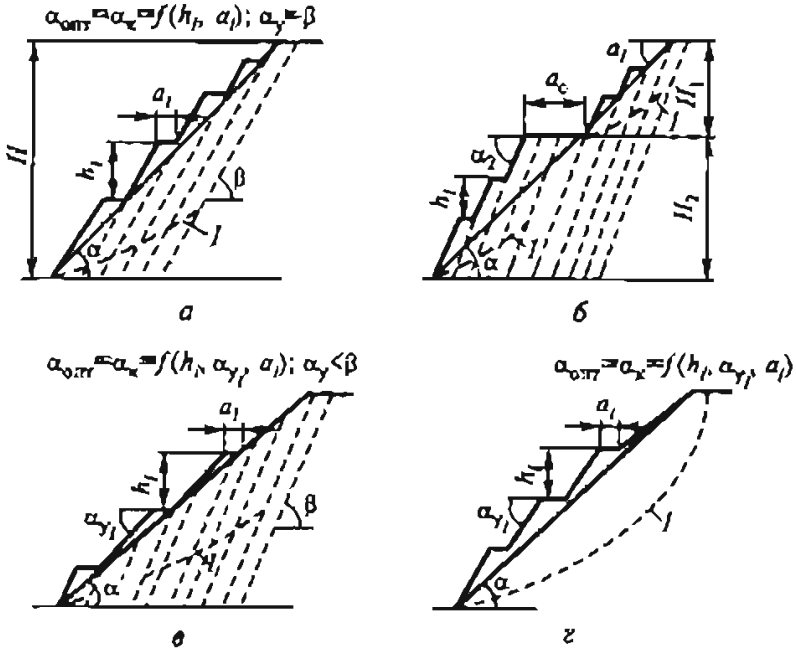


Рис 6.3 Конструкции бортов III типа.

1 — плоскокриволинейные потенциальные поверхности скольжения; $\alpha_к$ — конструктивный угол наклона борта, a_c — ширина ступени борта (остальные обозначения см. рис. 6.1 и 6.2)

При проектировании предусматривать создание уступов с крутыми углами можно только при обязательном учете углов падения контактов. Игнорирование этого требования вызовет деформации сдвига и самозаоткоску уступов по контактам и трещинам. При этом борт в целом имеет избыточный запас устойчивости.

Таким образом, при придании уступам углов $\alpha_y = \beta$ конструкция борта и угол его наклона будут зависеть от предельной высоты уступов, ширины и числа берм различного назначения.

Борт с нарезными бермами и фиксированным углом откоса уступов (рис. 6.3, *а*). По сопротивлению сдвигу по поверхностям ослабления и вкрест их простирания может быть определена предельная высота уступа на каждом погашаемом участке борта, а также ширина предохранительной бермы по равенству (6.1). Необходимость в транспортных бермах определяется проектом.

При крутонаклонном падении слоев ($\rho = 50 + 70^\circ$), представленных крепкими полускальными умеренно трещиноватыми породами, в которых допустима заоткоска по поверхности контактов, увеличить конструктивный угол наклона борта можно путем придания ему ступенчатого профиля (рис. 6.3, *б*). Ширину ступени a_c следует выбирать таким образом, чтобы обеспечить деление борта на независимые по устойчивости участки и исключить возможность образования общей для борта призмы обрушения. Достаточно обеспечить устойчивость каждой ступени с углами наклона α_1 и α_2 и высотами H_1 и H_2.

Борт с нарезными бермами и нефиксированным углом откосов уступов (рис 6.3, *в*). При углах падения $\beta < 50^\circ$ наличие слабых контактов между слоями в сочетании с системой нормальносекущих (и других) трещин может способствовать интенсивному осыпеобразованию и обрушению уступов, заоткошенных под углом β. Уступам следует придавать углы откосов $\alpha_y < \beta$ с надрезкой слабых контактов. Это позволит увеличить предельную высоту уступов, сократить чис-

ло предохранительных берм и снизить интенсивность осыпеобразования. Но при этом уменьшится общий угол наклона борта в сравнении с его расчетным значением.

Борт не включает поверхностей ослабления. Характерен для большинства действующих рудных карьеров. Угол его наклона зависит только от параметров уступов и берм (рис. 6.3, *г*).

6.2. Определение конструктивного угла наклона нерабочего борта карьера

Конструктивный угол откоса нерабочего борта карьера $\alpha_к$ определяется конструкцией борта (чередованием и шириной берм различного назначения), углами откоса и высотой уступов (рис. 6.4):

$$\operatorname{tg}\alpha_к \le \frac{\sum_1^n h_i}{\sum_1^n h_i \operatorname{ctg}\alpha_i + \sum_1^{n_1} Б_{п_i} + \sum_1^{n_2} Б_{т_i} + \sum_1^{n_3} П_{н_i}}, \qquad (6.3)$$

где $\alpha_к$ — конструктивный угол откоса нерабочего борта карьера, градус; α_i — угол откоса i-го уступа, градус; h_i — высота i-го уступа, м; $Б_{п_i}$ — ширина предохранительных берм, м; n — число уступов, слагающих борт карьера; n_1 — число предохранительных берм; $Б_{т_i}$ — ширина транспортных берм, м; n_2 — число транспортных берм; $П_{н_i}$ — ширина наклонных съездов, м; n_3 — число наклонных съездов в данном сечении.

Так как уравнение (6.3) описывает только геометрические параметры борта, в нем стоит знак неравенства. В общем случае следует учитывать условия устойчивости борта, т.е.

$$\alpha_к \le \alpha_о \le \alpha_у,$$

где $\alpha_о$ — принимаемый в проекте угол откоса борта; $\alpha_у$ — угол откоса по условиям устойчивости борта.

Обычно конструктивный угол откоса нерабочего борта карьера $\alpha_к$ меньше предельного значения $\alpha_у$.

Угол откоса нерабочего борта, обеспечивающий размещение необходимых берм, при наиболее распространенном двустороннем движении и устройстве тупиковых (петлевых) разъездов через один уступ в скальных породах не может превышать 35—40°, а в рыхлых породах — 26—30°. На этапе общего проектирования карьера, когда вопросы вскрытия, системы разработки, применяемых технологических процессов и их механизации решены лишь ориентировочно, этот угол может быть принят также ориентировочно по аналогии с действующими или спроектированными карьерами. На стадии детального проектирования он должен быть скорректирован, исходя из окончательно принятых решений.

Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ЕПБ) определено, что предельные углы откоса нерабочих уступов и бортов (углы устойчивости) устанавливаются проектом. Также проектом определяют расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение, ширину, конструк-

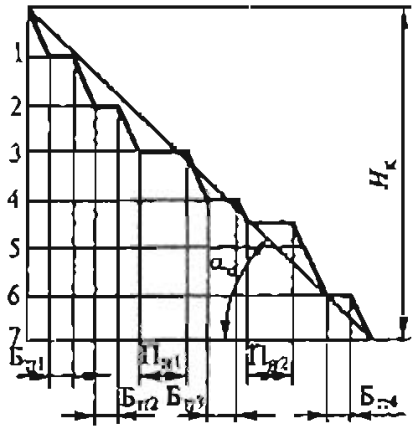


Рис. 6.4. Схема к определению угла откоса нерабочего борта карьера

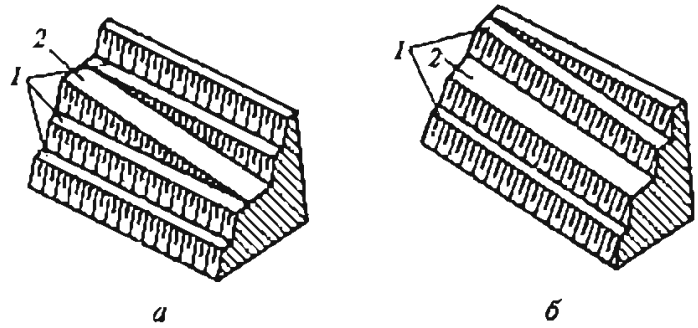


Рис. 6.5. Конструкция нерабочего (погашенного) борта карьера с горизонтальными (*а*) и наклонной (*б*) предохранительными бермами:

1 — предохранительные бермы; *2* — транспортная площадка

цию и порядок обслуживания предохранительных берм. В процессе эксплуатации параметры уступов и предохранительных берм следует при необходимости уточнять по результатам исследований физико-механических свойств горных пород

При погашении уступов должен быть выдержан общий угол наклона борта карьера, установленный проектом.

Во всех случаях ширина бермы должна быть такой, чтобы можно было обеспечить ее механизированную очистку.

Предохранительные бермы должны быть горизонтальными или иметь уклон в сторону борта карьера, их следует регулярно очищать от кусков породы, руды, угля и посторонних предметов.

Допустимо в соответствии с проектом применение наклонных берм с продольным уклоном, в том числе совмещенных с транспортными бермами (рис. 6.5). Кроме применения наклонных предохранительных берм, параллельных транспортным площадкам, можно также осуществлять искусственное укрепление неустойчивых участков и упрочнение горных пород.

При проектировании следует сопоставить варианты конструкции бортов с искусственным укреплением откосов (более крутой борт) и без их укрепления, сравнить затраты на укрепление откосов, с одной стороны, с затратами на дополнительный разнос борта — с другой, и выбрать с учетом других технологических показателей более приемлемый вариант. Искусственное укрепление откосов, особенно сложенных скальными и полускальными породами, часто значительно экономичнее разноса бортов

Предварительно установить угол наклона нерабочего борта карьера с бермами, расположенными через один уступ, можно в соответствии с данными, приведенными в табл. 6.8.

В соответствии с ЕПБ ширина предохранительной бермы устанавливается проектом по результатам исследований физико-механических свойств пород. Она должна быть такой, чтобы можно было обеспечить механизированную уборку бермы. Расчет ширины бермы следует выполнять по выражению (6.1).

Число предохранительных берм зависит от проектного решения. В последнее время ширину предохранительных берм принимают не менее 5—6 м, чтобы

обеспечить возможность их механизированной очистки от кусков породы. Такие бермы устраивают обычно через 30 м (через 2—3 уступа).

Таблица 6.8

Углы наклона борта карьера с бермами, расположенными через один уступ

Ширина берм, м	Угол откоса уступа, градус	Угол наклона борта карьера, градус, при высоте уступа, м					
		10	15	20	30	45	60
10	50	38	33	36	40	—	—
	60	32	38	42	47	—	—
	70	36	44	49	55	—	—
15	50	23	28	32	36	40	—
	60	25	32	36	42	47	—
	70	28	36	41	49	55	—
20	50	19	24	28	33	37	40
	60	21	27	32	38	44	47
	70	23	30	36	44	51	55

Число транспортных берм на борту карьера зависит от принятого варианта вскрытия и системы разработки.

Число наклонных съездов на нерабочем борту карьера (в данном вертикальном сечении) определяется принятым вариантом вскрытия, уклоном съездов и размерами карьера. При наиболее распространенном вскрытии внутренними тупиковыми (или петлевыми) заездами и организации на нерабочем борту тупиковых станций на каждом уступе число наклонных съездов будет равно числу уступов. При устройстве тупиковых станций через один уступ наклонные съезды располагают через один уступ и т.д.

Расположение тупиковых станций зависит от длины карьера и длины въездных траншей для каждого уступа. Их параметры определяют после выбора вида транспорта и способа вскрытия.

При вскрытии спиральными съездами число наклонных съездов рассчитывают, исходя из числа витков транспортных коммуникаций. При этом число наклонных съездов может быть различным для разных участков борта карьера.

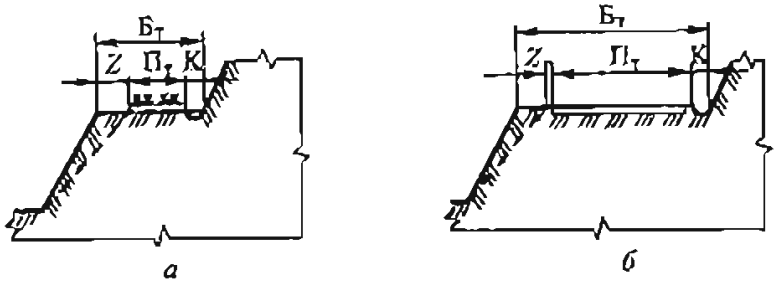


Рис 6.6 Элементы берм при железнодорожном (*а*) и автомобильном (*б*) транспорте

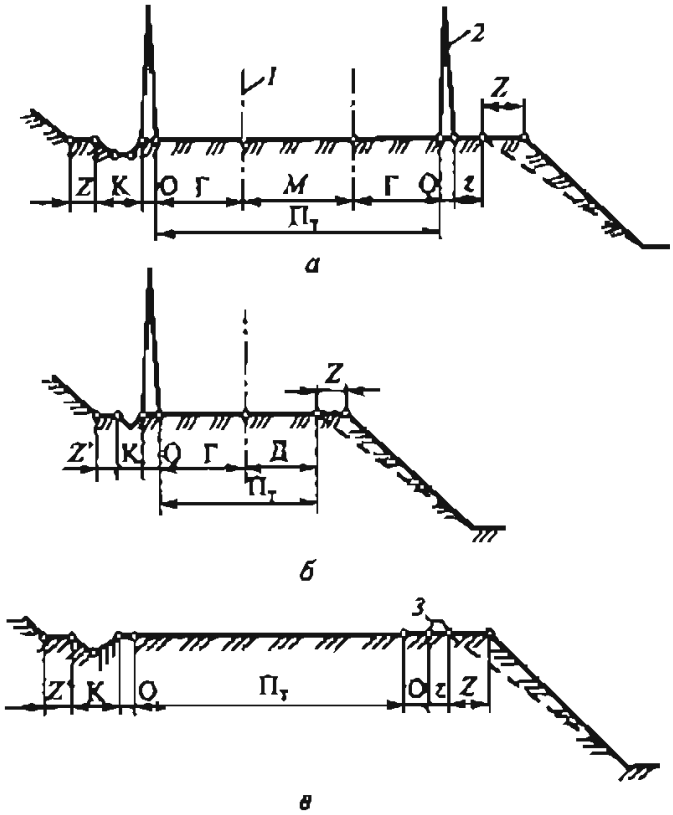


Рис. 6.7. Конструкции транспортных берм:

а — при железнодорожном транспорте двухпутной в рыхлых породах; *б* — то же, однопутной в скальных породах; *в* — при автомобильном транспорте в рыхлых породах; *1* — ось железнодорожного пути, *2* — контактная опора; *3* — защитная стенка

Минимальная ширина транспортной бермы $Б_т$ (рис. 6.6) в общем случае складывается из ширины кювета К (К = 0,5 ÷ 0,7 м), транспортной полосы $П_т$, полосы безопасности призмы возможного обрушения *Z* и резервной бермы безопасности *z*. При железнодорожном транспорте величина $П_т$ равна 3 м при одном и 7,5 м при двух путях.

При автотранспорте $П_т$ (ширина проезжей части и обочин автодорог) при двухполосном движении составляет 11, 13, 15, 18, 20 и 23 м соответственно для автосамосвалов грузоподъемностью 10—12, 27—30, 40—45, 65—75, 100—120 и 160—180 т. При однополосном движении величину $П_т$ уменьшают на 4—10 м в соответствии с приведенным рядом грузоподъемности автосамосвалов. Для движения тягачей с полуприцепами $П_т$ увеличивают на 1—2 м. На обочине дороги обычно устраивают ограждение в виде породного вала высотой 0,7—1,2 м.

Для автосамосвалов грузоподъемностью 27 и 40 т ширина транспортных берм обычно составляет 16—18 м.

При автомобильном транспорте следует предусматривать размещение защитной стенки *3* (рис. 6.7) шириной 0,5 м. Ширина обочин равна 0,5 и 1 м соответственно со стороны кювета и бермы безопасности. Ширину проезжей части автодороги в зависимости от интенсивности движения и грузоподъемности автосамосвалов можно принимать в соответствии с табл. 6.9. На криволинейных участках постоянных автодорог предусматривают уширение проезжей части в зависимости от радиуса закругления на 1—3 м с постепенным уменьшением ширины обочины (при этом ширина обочины должна оставаться не менее 1 м). На временных дорогах в забоях и на отвалах уширение проезжей части на кривых не осуществляют. Ширина площадок, на которых размещаются разворотные кривые автодороги (серпантины), составляет около 60 м и устанавливается по радиусу поворота на оси автодороги не менее 20 м.

Таблица 6.9

Ширина проезжей части карьерных автодорог, м

Грузоподъемность автомобиля, т	При одностороннем движении	При двустороннем движении
27—30	5,5—6,0	12—14
40—42	6,0—6,5	13—15
75—80	7,0—7,5	16—19
110—120	8,0—8,5	19—21
170—180	10—11	23—27

Примечание. Ширину проезжей части автодорог, по которым регулярно движутся автопоезда (полуприцепы), необходимо увеличивать на 1 м.

Ширину резервной бермы безопасности можно принимать по табл. 6.10, но не менее 1 м.

Таблица 6.10

Ширина резервной бермы безопасности, м

Транспорт	Скальные породы		Рыхлые породы	
	Высота уступа, м			
	10	20	10	20
Автомобильный	0,5	1	1	1,5
Железнодорожный	1	1,5	1,5	2

Ширину транспортных берм для рыхлых и скальных пород можно принимать в соответствии с табл. 6.11.

При железнодорожном транспорте берма включает (см. рис. 6.7) резервную берму безопасности z, транспортную полосу $П_т$, кювет К, «обрез» Z' и полосу для установки опор контактной сети О и ширину призмы возможного обрушения Z.

Таблица 6.11

Ширина транспортных берм, м

Транспорт	Рыхлые породы	Скальные породы
Железнодорожный с электровозной тягой:		
одноколейный путь	$8,9 + z$	$7,5 + z$
двухколейный путь	$14,75 + z$	$13,6 + z$
разъезд	$15,95 + z$	$14,8 + z$
Железнодорожный с тепловозной тягой:		
одноколейный путь	$8,15 + z$	$6,5 + z$
двухколейный путь	$12,25 + z$	$10,6 + z$

Транспорт	Рыхлые породы	Скальные породы
разъезд	13,45 + z	11,8 + z
Автомобильный	4,65 + П + z	4,5 + П + z
Троллейвозный	7,45 + П + z	7,3 + П + z

Примечание z — ширина резервной бермы безопасности; П — ширина проезжей части автодороги.

Ширина кювета поверху равна 1 и 1,65 м соответственно в скальных и рыхлых породах. Расстояние *В* от контактной опоры до бермы безопасности принимают равным 1 м, расстояние Г от оси пути до контактной опоры — 3,1 м. На однопутных бермах расстояние Д от оси пути до бермы безопасности равно 2,75 и 2,5 м соответственно в рыхлых и скальных породах. Расстояние между осями стационарных путей *М* зависит от грузоподъемности думпкаров, его принимают по табл. 6.12.

Таблица 6.12

Расстояние между осями стационарных железнодорожных путей, мм

Грузоподъемность думпкара, т	На двупутных магистралях	На многопутных магистралях между осями второго и третьего пути
До 85	4100	5000
85—120	4600	5040
180 и более	5000	5300

Общая ширина транспортной бермы при одном железнодорожном пути должна быть не менее 6,5 м, а при двух путях — 10,6 м. Практически ширину берм принимают не менее 8 и 12—14 м соответственно.

При автомобильном транспорте ширина разворотной площадки равна сумме двух минимальных радиусов поворота (40 м), ширины автодороги (15—17 м), уширения по кривой (2—4 м), ширины бермы безопасности (0,5—2 м) и ширины защитной стенки (0,5 м), т.е.

$$B_{тр} = 2R + Д + z + К + Z,$$

где *R* — радиус поворота автодороги, м; Д — ширина автодороги с учетом проезжей части и обочины, м; z — ширина резервной бермы безопасности, на которой может размещаться защитная стенка, м; К — ширина кювета, м; *Z* — ширина призмы возможного обрушения, м.

Диаметры площадок для разворота можно принимать в соответствии с табл. 6.13.

Приведенные в табл. 6.11 данные по ширине проезжей части автодорог являются минимально необходимыми и учитывают средние условия работы самосвалов (суммарное сопротивление движению и скорость движения). Известно, что чем выше встречная скорость движения, тем шире должна быть проезжая часть для данного типа самосвала.

Таблица 6.13

Диаметры площадок для разворота автосамосвалов и автопоездов

Тип кривых	Радиус кривых, м		Диаметр площадки для разворота, м
	в нормальных условиях	в стесненных условиях	
Обычные при радиусе поворота:			
< 9 м	100	30—20	26
9,5—12 м	100	30—20	27—32
На бермах и в местах примыкания, пересечения при радиусе поворота:			
< 9 м	50	20—15	—
9,5—12 м	50	25—20	—

Исходя из этого, следует на участках протяженностью более 300—500 м с суммарным сопротивлением движению до 700 Н/т (обычно слабонаклонные (до 5 %) подъемы или спуски при усовершенствованном капитальном покрытии) при отсутствии крутых горизонтальных кривых, малого радиуса пересечений и т.п. увеличивать ширину проезжей части на 10—20 % по сравнению с минимально рекомендуемой. Кроме того, надо учитывать, что любые нормативы представляют собой допустимые пределы проектирования, но не определяют оптимального значения того или иного параметра конструкции и сооружения для конкретных условий эксплуатации. Поэтому следует анализировать необходимость и целесообразность использования минимальных норм. В особенности это положение относится к параметрам автомобильных дорог. Мнимая экономия в ширине проезжей части при усложнении условий эксплуатации (образовании снежного покрова, грязевых валиков в осенне-весенний период и т.п.) резко ухудшает режимы движения, приводит к снижению скорости и производительности машин, повышению себестоимости перевозок. Удельная стоимость реконструкции дорог при переходе к более мощным самосвалам, особенно при наличии искусственных сооружений (мостов, путепроводов, труб), в некоторых случаях превосходит аналогичный показатель нового строительства.

В проектах следует стремиться наиболее точно определить реальные условия эксплуатации, предусмотреть возможные изменения условий движения в перспективе и принять параметры дорог в зависимости от этого.

Для размещения железнодорожной петли необходимы площадки шириной не менее двух радиусов кривых (не менее 160—220 м).

6.3. Определение углов откосов рабочих бортов карьера, уступов, их высоты и ширины призмы возможного обрушения

Углы откосов рабочих бортов карьера $\alpha_р$ в первую очередь определяются системой разработки и ее параметрами: высотой и углами откосов рабочих уступов, шириной рабочих площадок (рис. 6.8).

Угол откоса рабочего борта карьера определяют по выражению

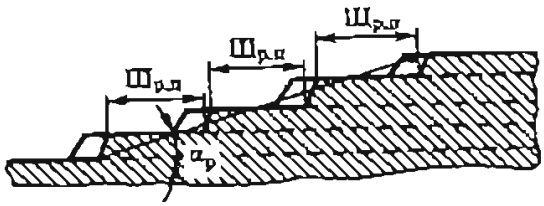


Рис 6.8. Схема к определению угла откоса рабочего борта карьера

$$\mathrm{tg}\alpha_р = \sum h / \sum Ш_{р.п} + \sum h \,\mathrm{ctg}\,\alpha,$$

где h — высота уступа, м; $Ш_{р.п}$ — ширина рабочей площадки уступа, м; α — угол откоса уступа, градус.

Угол откоса рабочего борта карьера обычно находится в пределах 7—17°, иногда достигает 23—27°.

Предварительный выбор углов откосов уступов можно осуществлять в соответствии с данными табл. 6.14.

Принятые в проекте углы откосов уступов, особенно при неустойчивых породах или неблагоприятном для устойчивости залегании поверхностей ослабления, следует уточнять в процессе эксплуатации карьера путем проведения натурных наблюдений и расчета устойчивости откосов.

Взрывные работы обусловливают сейсмический эффект, образование и развитие в приоткосном массиве уступа трещиноватости и зон пониженной прочности, а также неустойчивой поверхности самого откоса уступа. Для снижения разрушающего воздействия взрывов на законтурный массив при подходе уступов к конечному контуру карьера необходимо применять специальные щадящие методы и технологии взрывных работ, использовать искусственное укрепление уступов.

В соответствии с ЕПБ углы откосов рабочих уступов не должны превышать:

а) при работе экскаваторов типа механической лопаты и драглайна — 80°;

б) при работе роторных экскаваторов — 80°;

в) при работе многоковшовых цепных экскаваторов нижним черпанием — угла естественного откоса этих пород;

г) при разработке вручную:

рыхлых и сыпучих пород — угла естественного откоса этих пород; мягких, но устойчивых пород — 50°; скальных пород — 80°.

Ширина призмы возможного обрушения (ширина полосы безопасности) Z, м, определяется по выражению

$$Z = h(\mathrm{ctg}\,\alpha_у - \mathrm{ctg}\,\alpha),$$

где $\alpha_у$ — угол устойчивого откоса уступа ($\alpha = 35 \div 75°$); α — угол откоса рабочего уступа ($\alpha = 45 \div 85°$).

Ширина призмы возможного обрушения уступа, м, при отсутствии поверхностей ослабления может быть определена в зависимости от угла откоса и прочности пород по формуле

$$Z = \frac{2h\left[1 - \mathrm{ctg}\,\alpha\,\mathrm{tg}\left(\frac{\alpha+\varphi}{2}\right)\right] - 2H_{90}}{\mathrm{ctg}\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) + \mathrm{tg}\left(\frac{\alpha+\varphi}{2}\right)},$$

где φ — угол внутреннего трения породы, градус; H_{90} — высота вертикальной трещины отрыва, м, $H_{90} = \frac{2C}{\gamma}\mathrm{tg}\left(45° + \frac{\varphi}{2}\right)$; C — сцепление породы, Па; γ — объемный вес породы, Н/м^3.

Таблица 6.14

Углы откоса уступов (по данным ВНИМИ)

Группа пород	Характеристика породного массива	Высота одиночного уступа, м	Угол откоса уступа, градус		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	сдвоенного или строенного
Скальные породы, $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15—20	До 90	70—75	65—70
	Крепкие малотрещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15—20	До 80	60—75	55—60
	Крепкие трещиноватые и слабовыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15—20	До 75	55—60	50—55
Малопрочные скальные, полускальные породы, $\sigma_{сж} = 8 \div 80$ МПа	Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах известняки, песчаники, алевролиты и другие осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы	10—15	70—75	50—55	45—50
	Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.)	10—15	60—70	35—45	35—40
Мягкие и сыпучие породы, $\sigma_{сж} < 80$ МПа	Глинистые породы, а также полностью дезинтегрированные разности всех пород	10—15	50—60	40—45	35—40
	Песчано-глинистые породы	10—15	40—50	35—45	30—40
	Песчано-гравийные породы	10—15	До 40	30—40	25—35

Примечание. При падении слоев, рассланцованных толщ тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30—65° (если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) угол откоса уступа должен соответствовать углу падения этих поверхностей ослабления, но быть не более приведенных в таблице значений.

В зависимости от структуры массива горных пород величина Z составляет (по Г.Л. Фисенко).

- $(0,1 \div 0,2)h$ — при падении поверхностей ослабления в сторону массива (рис. 6.9, *а*);
- $(0,25 \div 0,3)h$ — при крутом и наклонном падении поверхностей ослабления в сторону выработанного пространства (рис. 6.9, *б*);
- $(0,3 + 0,4)h$ — при горизонтальном залегании или пологом падении поверхностей ослабления в сторону выработанного пространства (рис. 6.9, *в*).

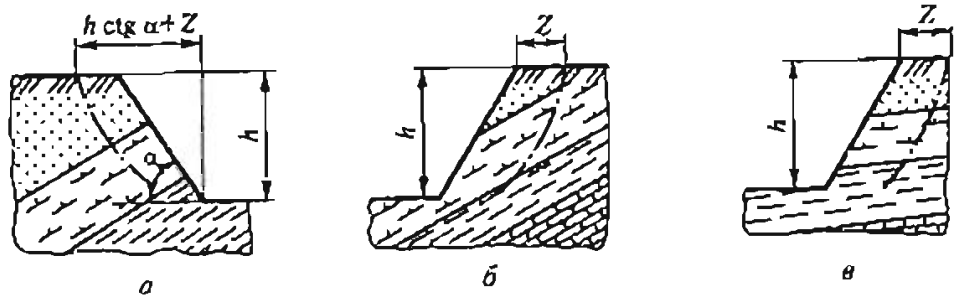


Рис. 6.9. Схемы к определению ширины призмы возможного обрушения пород уступа

Часто ширину полосы безопасности принимают равной $(0,4 \div 0,5)h$ и используют эту полосу для установки опор контактной сети и для других целей.

Ширину призмы возможного обрушения можно ориентировочно принимать в соответствии с данными табл. 6.15.

Таблица 6.15

Ширина призмы возможного обрушения

Показатель трудности разрушения пород $П_р$	$\alpha_у$, градус	α, градус	Z, м, при h, м				
			10	12	15	20	40
1—2	35	45	4	5	6	8,5	17
3—6	60	70	3	3	3,5	4,5	—
7—12	65	75	3	3	3	4	—
13—25	75	85	3	3	3	4	—

6.4. Определение угла наклона откосов с учетом криволинейности бортов карьеров в плане

Устойчивость торцевых участков бортов карьеров вытянутой, круглой или овальной форм в плане существенно возрастает. По сравнению с прямолинейными в плане бортами в перечисленных случаях на них действует дополнительное сопротивление смещению призмы обрушения, создаваемое силами бокового распора. Поэтому решения плоской задачи устойчивости откосов в этих случаях корректируют при помощи графиков, полученных в ВНИМИ. На рис. 6.10, *а* представлен график зависимости угла наклона α' борта карьера круглой формы от условного радиуса кривизны нижней бровки для карьера круглой формы. Величина α' определяется по значениям R/H (H — глубина карьера, м) и угла наклона α прямолинейного в плане борта плоского профиля. Величина α находится по графику плоского откоса. Для карьера с квадратным дном в случаях, когда его линейный размер меньше двух наклонных высот борта ($2H \operatorname{ctg} \alpha$) или имеются зажатые участки бортов, протяженность которых $l' = l/H_{90}$ также не превышает $2H \operatorname{ctg} \alpha$, используется график, приведенный на рис. 6.10, *б*. После определения поправки $\Delta\alpha$ угол наклона борта на зажатом участке: $\alpha' = \alpha + \Delta\alpha$.

В случаях, когда в бортах криволинейных в плане карьеров нет поверхностей ослабления большого протяжения или они локальны и не падают в сторону выемки, применяют типовые схемы определения углов наклона бортов, вводя поправки к углу наклона прямолинейного борта (табл. 6.16).

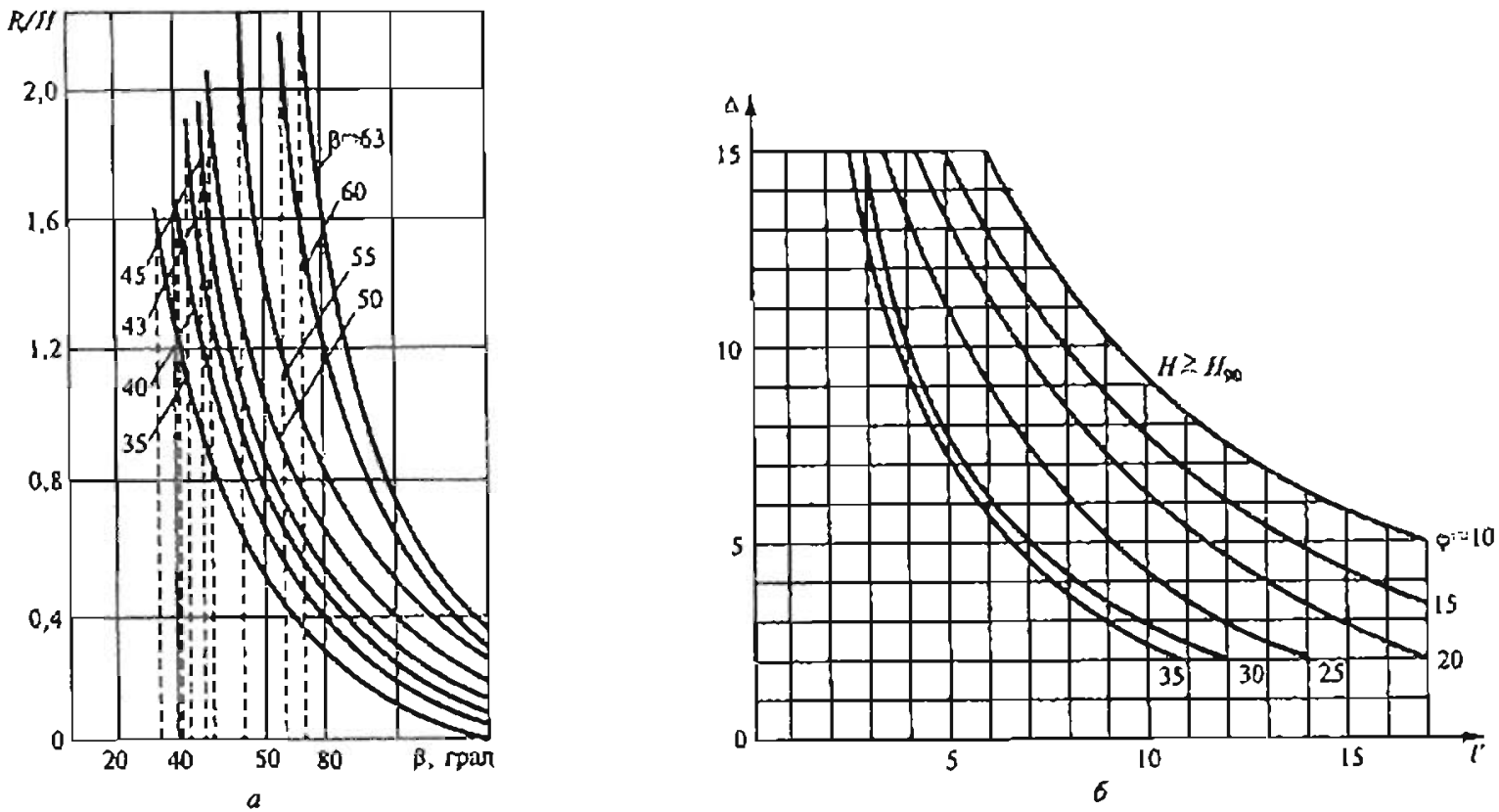
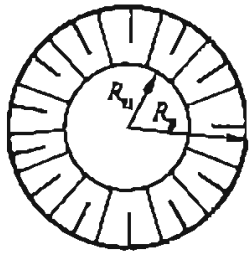
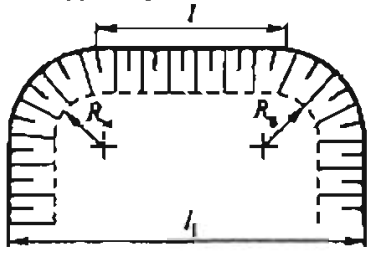
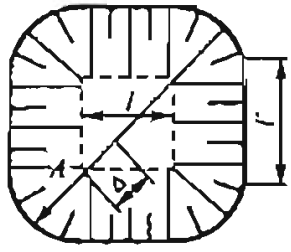
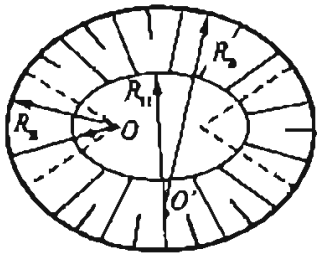


Рис. 6.10. Определение углов наклона бортов карьера с учетом их формы в плане:

а — график зависимости угла наклона борта от его кривизны в плане; *б* — определение поправки Δβ с учетом условной длины *l'* зажатого участка

Таблица 6.16

Схема расчета карьерных откосов с учетом криволинейности бортов в плане

Номер схемы	Форма бортов карьера в плане	Условия применимости схемы	Используемые формулы и графики
I	Круглая 	Отклонение радиусов кривизны верхней $R_в$ и нижней $R_н$ бровок борта не превышает 15 % среднего значения радиуса I.1. Борт прорезается траншеей не более чем на 1/3 его высоты I.2. Борт прорезается траншеей не более чем на 1/2 высоты	$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_1$ График зависимости поправки $\Delta\alpha_1$ к углу наклона борта $\alpha_{пл}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_н$
II	Круглопрямолинейная  эск.К2 к табл.6.6(4)	Поправка $\Delta\alpha_2$ к углу откоса; «зажатость» не должна превышать поправки $\Delta\alpha_1$ за кривизну борта	$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2$ График зависимости $\Delta\alpha_2$ от длины «зажатого» участка l
III	Круглопрямолинейная с квадратным или прямоугольным дном 	III.1. Линейный размер дна карьера l меньше двух наклонных высот борта $H_н$ III.2. Линейный размер «зажатых» участков бортов l по простиранию не превышает двух наклонных высот борта $H_н$ III.3. Линейные размеры дна карьера более двух наклонных высот борта $H_н$	График зависимости $\Delta\alpha_2$ от длины «зажатого» участка l' График зависимости поправки $\Delta\alpha_1$ к углу наклона борта $\alpha_{пл}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_н$ $\alpha_1 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2$ $\alpha_2 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_1$ $\Delta = R' H_{90}$
IV	Эллипсоидальная 	То же, что по схеме I	График зависимости между высотой откоса плоского профиля H и его углом $\alpha_{пл}$ График зависимости поправки $\Delta\alpha_2$ к углу наклона борта $\alpha_{пл}$ от радиуса кривизны бровки по низу выемки $R_н$

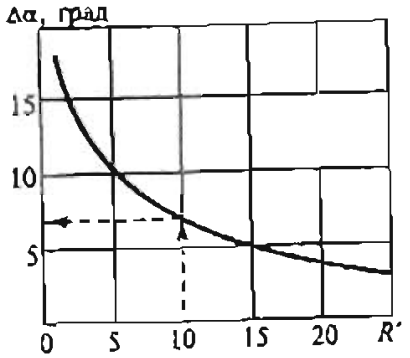


Рис. 6.11. Зависимость поправки к углу наклона борта, круглого в плане, $\Delta\alpha$, от условного радиуса кривизны по дну карьера

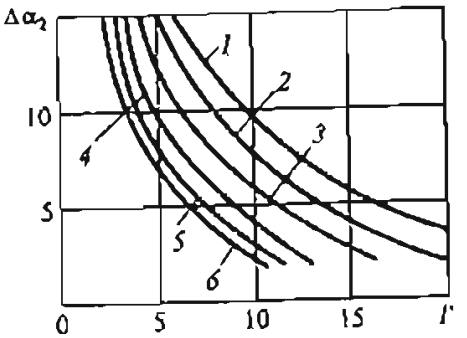


Рис. 6.12. Зависимость поправки к углу наклона борта карьера от длины зажатого участка борта l при φ:

1 — 10°; 2 — 15°; 3 — 20°; 4 — 25°; 5 — 30°; 6 — 35°

Схема I. Применяется для определения углов наклона бортов карьеров, контуры которых в плане близки к окружности. Порядок расчета следующий. Определяют угол наклона $\alpha_{пр}$ прямолинейного в плане борта плоского профиля с заданным коэффициентом запаса устойчивости откоса и находят по графику (рис. 6.11) поправку к этому углу за счет круглой формы борта в плане $\Delta\alpha_1$. Для этого измеряют средний радиус кривизны нижней бровки дна карьера $R_н$, вычисляют условную его величину $R' = R_н/H_{90}$ и на оси ординат находят величину $\Delta\alpha$. График поправок $\Delta\alpha_1$ действителен при условии

$$R' \geq (H' + 11{,}5\varphi_c - 7)\operatorname{tg}(45° - \varphi_п),$$

где H' — условная высота, равная H/H_{90}; φ_c — угол внутреннего трения (расчетная величина), измененный на величину коэффициента запаса устойчивости, градус.

Если R' меньше минимально допустимого значения, то для установления профиля борта необходимо применять графики предельных очертаний откосов вогнутого профиля круглых выемок в соответствии с методическими указаниями ВНИМИ.

Если борт карьера круглой формы прорезает траншея на глубину не менее 2/3 его высоты, то угол наклона борта принимают переменным — от $\alpha_{пр}$ (определяется по графику плоского откоса на границе прямолинейных контуров траншеи с круглыми контурами карьера) до α (определяется с учетом поправки $\Delta\alpha_1$, рис. 6.11).

Схема II. Используется для определения углов наклона прямолинейных в плане участков бортов, «зажатых» на его закруглениях. Общую длину «зажатого» (в том числе прямолинейного) участка l' определяют по выражению

$$l' = l'_0 + l'_1,$$

где $l'_0 = \operatorname{ctg}\varphi_п + R'\operatorname{tg}(50° - \varphi_п)$; $l'_1 = l/H_{90}$; R' — условный радиус кривизны нижней бровки борта, м; l — длина прямолинейного участка, м.

По графику поправок $\Delta\alpha_2$ (рис. 6.12) находят значение $\Delta\alpha_2$ и определяют угол наклона борта $\alpha_{пр}$ с заданным коэффициентом запаса устойчивости откоса, ис-

пользуя для этого график плоского откоса. Общий угол наклона борта вычисляют по выражению

$$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2.$$

Схема III. Применяется для определения углов наклона бортов с квадратным дном карьера и на участках, «зажатых» их закруглениями.

Параметры бортов определяют в такой последовательности. С помощью графика определения поправок $\Delta\alpha_2$ (см. рис. 6.12) вычисляют угол наклона борта на прямолинейных участках с учетом степени их «зажатости»:

$$\alpha_1 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2.$$

Затем, используя график поправок $\Delta\alpha_1$ (рис. 6.11), определяют угол наклона борта на закруглениях:

$$\alpha_2 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_2.$$

На диагонали квадрата находят центр закругления на расстоянии $\Delta = R' H_{90}$ от угла квадрата по диагонали (см. табл. 6.16, схема III). Верхняя бровка отстраивается радиусом

$$R = R' H_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_2$$

до пересечения с бровкой его прямолинейной части. Если верхняя прямолинейная бровка не пересекается с криволинейной, то осуществляют перерасчет радиуса кривизны по выражению

$$R = RH_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_1.$$

Углы наклона борта карьера в случае, когда линейные размеры его дна составляют более двух длин откоса, определяют в такой последовательности: на прямолинейных участках устанавливают $\alpha_{пл}$, на закруглениях находят поправку $\Delta\alpha_1$ для допустимого радиуса R' и центр закругления описанным ранее способом, а радиус закругления верхней бровки вычисляют по выражению

$$R = R' H_{90} + H \operatorname{ctg} (\alpha_{пл} + \alpha_1).$$

Если дуга радиуса R не пересекает верхний контур прямолинейной части борта, то проводят перерасчет радиуса по выражению

$$R = R' H_{90} + H \operatorname{ctg} \alpha_{пл}.$$

Схема IV. Применяется для определения углов наклона бортов карьера в плане эллипсовидной формы и с участками борта вогнутого профиля, для которых можно подобрать свои радиусы закругления бровок поверху $R_в$ и понизу $R_н$.

Порядок определения параметров бортов карьеров эллипсовидной формы следующий. Находят центры и величины радиусов закруглений $R_в$ и $R_н$. Вычисляют значения H_{90} и условные радиусы закругления бровок по дну карьера $R' = R_н / H_{90}$ для каждого его участка. Определяют углы наклонов криволинейных участков бортов карьера $\alpha_1 = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_{пл}$. Верхние бровки криволинейных участков бортов отстраивают радиусами $R_1 = R_н + H \operatorname{ctg} (\alpha_{пл} + \alpha_1)$, затем контур карьера в плане плавно сглаживается.

Если борт рассечен глубокой траншеей, то угол наклона борта принимают переменным — от $\alpha_{пл}$ (на границе прямолинейного участка траншеи с криволинейными бровками карьера) до $\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha_1$.

6.5. Расчет устойчивости отвалов и техногенных складов

Устойчивость отвалов в основном зависит от их геометрических параметров, несущей способности складируемых пород, пород основания отвала, технологии отвалообразования, т.е. последовательности во времени и по местам складирования пород с различными физико-механическими свойствами и показателями качества и применяемого оборудования.

Поэтому при проектировании необходимо найти такие значения перечисленных показателей, которые обеспечивали бы во взаимосвязи экономическую эффективность, производственную и экологическую безопасность производства отвальных работ.

Наиболее распространенным видом деформаций отвалов являются оползни.

В зависимости от положения нижней границы поверхности скольжения различают надподошвенные, подошвенные (контактные) и подподошвенные оползни

Надподошвенные оползни отвалов характеризуются плавной криволинейной поверхностью скольжения, образующейся в теле отвала и выходящей в нижнюю бровку откоса. *Подошвенные* имеют ломаную поверхность скольжения, проходящую по контакту отвал — основание или контакту между слоями в породах основания, они возникают при размещении складов (отвалов) на основании, породы которого обладают низкой несущей способностью или в них сохраняются высокие напоры, и характеризуются плавной криволинейной поверхностью скольжения, захватывающей породы основания, и образованием вала выпирания у нижней бровки откоса.

По физико-механическим характеристикам складируемых пород и горно-геологическим условиям площадей, отводимых для размещения отвалов (складов), различают отвалы прочных или слабых пород:

- на прочном основании;
- на наклонном слоистом основании;
- на слабом слое (подподошвенный тип оползня).

Прочными считают твердые (скальные и полускальные) породы, величина сцепления в куске которых превышает 2 МПа или величина сопротивления одноосному сжатию — 8 МПа.

Прочным считается основание, представленное скальными, полускальными и песчано-гравелистыми породами, не имеющими четко выраженной слоистости, слабых контактов и слабых прослойков. Основание, имеющее угол наклона до 10°, является горизонтально-пологим; при углах наклона более 10° — наклонным.

Параметры отвалов, расположенных на прочном основании, в основном зависят от физико-механических свойств отвальной массы.

Высота ярусов отвалов практически не ограничена. Максимальную высоту отвалов устанавливают путем сопоставления роста затрат на транспортирование, устройство и поддержание транспортных коммуникаций при увеличении высоты отвала, а также исходя из возможности применения мощного оборудования на высоких отвалах и их рекультивации, с получаемыми эффектами, в частности, от уменьшения площади, необходимой для размещения отвала

Для оценки устойчивости отвалов прочных пород, расположенных на наклонном прочном основании, проводят дополнительные расчеты.

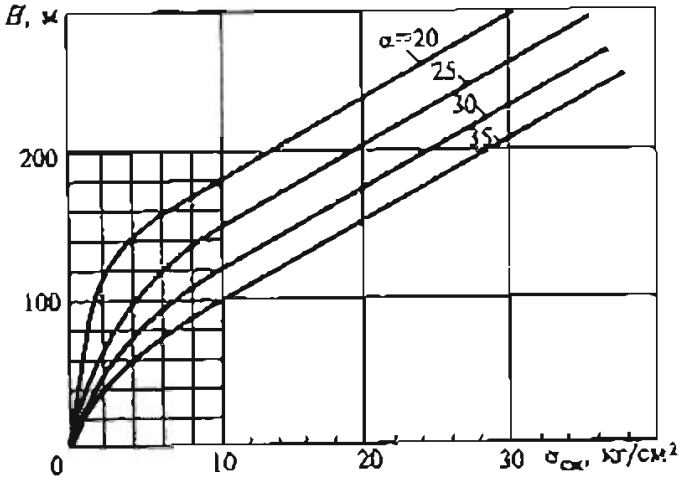


Рис. 6.13. Обобщенный график зависимости сопротивления сдвигу по поверхности скольжения для пород различной прочности (по ВНИМИ)

Предельную высоту отвала слабых пород на прочном основании можно установить по графику, изображенному на рис. 6.13, где α — результирующий гол откоса отвала.

Параметры отвалов на наклонном слоистом основании определяют исходя из степени влияния слабого контакта или слоя в основании отвала, зависящей от физико-механических свойств отвальных пород, угла наклона контакта или слоя и показателей сопротивления сдвигу по ним, на его устойчивость.

Параметры отвалов прочных и слабых пород на слабом основании определяют с учетом физико-механических свойств отвальных пород и пород основания отвала и мощности слабого слоя в нем.

Параметры отвалов во всех случаях следует определять с учетом дополнительной нагрузки от работы тяжелого горно-транспортного оборудования. Для придания отвалам гарантированной устойчивости увеличивают расстояние от опорного элемента оборудования до верхней бровки отвала.

Предельные параметры внешних и внутренних отвалов рассчитывают с коэффициентом запаса, значения которого приведены в табл. 6.17.

Таблица 6.17

Значения коэффициентов запаса устойчивости для отвальных массивов

Отвалообразующие породы	Тип отвала	Основание отвала	Рекомендуемый коэффициент запаса устойчивости
Скальные и полускальные	Внешний	Прочное	1,05
	Внутренний	Слоистое	1,05—1,10
Рыхлые песчано-глинистые	Внешний	Прочное	1,10
		Слоистое	1,10—1,20
	Внутренний	Прочное	1,10—1,15
		Слоистое	1,20
Слабые глинистые	Внешний	Прочное	1,20
		Слабое, слоистое	1,20—1,30
	Внутренний	Прочное	1,20

Отвалообразующие породы	Тип отвала	Основание отвала	Рекомендуемый коэффициент запаса устойчивости
		Слоистое	1,20—1,30
Скальные, полускальные	Нагруженный	Любое	1,10—1,20
Рыхлые песчано-глинистые			1,20—1,30

Примечание. Показатели физико-механических свойств пород отвалов и их оснований определяются методом обратных расчетов или натурными испытаниями.

6.6. Инженерно-геологическая классификация горных пород

Такая классификация необходима для предварительной оценки разрабатываемости (сопротивляемости проведению технологических процессов), устойчивости откосов и несущей способности пород при проведении горных работ и выбора на этой основе технологии разработки и механизации работ, обеспечивающих эффективную эксплуатацию месторождения.

При укрупненных проектных расчетах для оценки степени крепости пород можно применять классификацию горных пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова (табл. П8). В основу классификации М.М. Протодьяконова положен коэффициент крепости пород f, который характеризует относительную прочность горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Принято, что порода с пределом прочности на раздавливание $9{,}8 \cdot 10^6$ Па имеет коэффициент крепости, равный единице

В табл. П9 приведены характеристики инженерно-петрографических групп горных пород (твердых, связных и раздельно-зернистых) согласно классификации П.Н. Панюкова.

Сопротивление некоторых наиболее распространенных твердых и полутвердых горных пород сжатию, растяжению и изгибу приведены в табл. П10.

По устойчивости горных пород в бортах карьеров Г.Л. Фисенко предложил считать границей раздела скальных и полускальных горных пород величину $\sigma_{сж} = 80$ МПа, так как при увеличении этого значения углы наклона бортов карьеров глубиной до 300 м зависят от пространственного положения поверхностей ослабления и технологических факторов и не зависят от прочности пород в образце.

Сопротивляемость пород технологическим процессам оценивается с помощью ряда общих и частных показателей, таких как твердость, хрупкость, вязкость, абразивность, дробимость, разрабатываемость, морозостойкость, разрыхляемость и др.

Контрольные вопросы и задания

1. Раскройте основные принципы расчета устойчивости откосов уступов и бортов карьера.
2. Как определяют конструктивный угол наклона нерабочего борта карьера?
3. Как определяют углы откосов уступов и рабочих бортов карьера?
4. Перечислите основные факторы, которые учитывают при определении высоты уступов, ширины призмы возможного обрушения и ширины рабочей площадки.
5. С учетом каких показателей определяют устойчивость отвалов и техногенных складов?
6. Какие инженерно-геологические характеристики горных пород используют при проектировании карьера?

ГЛАВА 7. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Неотъемлемой частью проекта карьера является раздел «Дренаж карьерных полей». Необходимость дренирования, выбор схемы дренажа, мест размещения и последовательности сооружения дренажных устройств, обоснование их параметров определяют на основе анализа геологических и гидрогеологических данных, предполагаемого порядка вскрытия рабочих горизонтов, системы разработки и календарного плана производства горных работ.

Дренаж карьерного поля может проектироваться для снижения уровня или напоров водоносных горизонтов, сокращения до допустимых показателей водопритоков в горные выработки и к местам производства работ, их надежной защиты от затопления поверхностными стоками и от прорыва подземных вод, изменения напряженного состояния массива горных пород, обеспечения устойчивости откосов, снижения влажности полезного ископаемого и создания на этой основе безопасных условий работы людей и эксплуатации оборудования.

Проектирование дренажа должно быть многовариантным: перечень систем дренажа, принимаемых для технико-экономического сопоставления, должен включать все возможные рациональные системы для данных гидрогеологических, инженерно-геологических и горно-технических условий.

Каждая рассматриваемая система дренажа должна сопровождаться фильтрационным расчетом и быть увязана с требованиями водоснабжения и охраны гидросферы в прилегающем к карьеру регионе.

7.1. Способы дренажа карьерных полей

Дренаж карьерных полей выполняют по различным схемам с применением различных технических средств, выбор которых зависит от гидрогеологических условий месторождения и горно-технологических особенностей разработки. Применяют глубинный и открытый дренаж.

Открытый дренаж — обязательное мероприятие при открытых горных работах, выполняемое для перехвата вод поверхностного стока, отвода подземных вод, поступающих в карьер из вскрытых водоносных горизонтов, и отвода их за пределы карьерного поля.

Средства открытого дренажа — прибортовые канавы, опережающие дренажные траншеи; водосборники на дне карьера; горизонтальный трубчатый дренаж закрытого типа; отводные и нагорные канавы.

Водосборники (зумпфы) располагают в местах с минимальными высотными отметками. Вместимость водосборника рассчитывают исходя из максимального водопритока подземных вод и объема ливневых атмосферных осадков, характерных для района месторождения. Их расчет выполняют с учетом метеорологических условий района месторождения и рельефа поверхности.

Сточные воды удаляют по канавам или каналам с применением центробежных насосов.

С помощью дренажных траншей можно осушить приповерхностный водоносный горизонт мощностью до 10 м.

Для пропуска поверхностного стока под отвалами и обеспечения их устойчивости в основании отвалов создают зону повышенной проницаемости путем устройства дрен, заполняемых фильтрующим материалом, а также послойной отсыпкой крупнофракционного материала.

Глубинный дренаж выполняют с помощью водопонижающих скважин, оборудованных погружными насосами; подземных дренажных комплексов, включающих стволы дренажных шахт, штреки со сквозными и забивными фильтрами, восстающие скважины и колодцы в почве; самоизливающих горизонтальных, вертикальных, наклонных иглофильтровых скважин; поглощающих самотечных скважин.

Водопонижающие скважины, оборудованные погружными насосами, применяют для дренажа сравнительно водопроницаемых пород, имеющих коэффициент фильтрации более 5 м/сут в несвязных породах и более 1 м/сут — в трещиноватых.

Подземные дренажные комплексы применяют с целью осушения слабопроницаемых отложений, представленных серией горизонтальных или пологонаклонных водоносных пластов небольшой мощности. Водопонижающие скважины в таких условиях не эффективны. Подземные дренажные комплексы часто используют для централизации открытого водоотлива. В этом случае дренажные штреки проходят под дном карьера и из них бурят скважины для сброса сточных вод открытого дренажа.

Эти комплексы используют также для осушения крутопадающих пластов большой мощности; в этом случае дренажные штреки целесообразно проводить по простиранию дренируемых пластов.

Эффективность подземных систем дренажа может быть повышена путем бурения из дренажных штреков горизонтальных, наклонных и восстающих скважин большой глубины (до 100 м и более), усовершенствования конструкции фильтрующей части сквозного или забивного фильтра, бурения сквозных фильтров без обсадки (в относительно устойчивых породах) и широкого применения методов интенсификации процесса осушения.

К преимуществам подземных систем дренажа следует отнести: высокую степень централизации водоотлива; возможность использования как в хорошо проницаемых, так и в сравнительно слабо проницаемых породах (коэффициент фильтрации $k = 1 \div 5$ м/сут), упрощение организации внутрикарьерного водоотлива и относительно низкую стоимость эксплуатации.

Недостатки подземных систем дренажа следующие: большие технические трудности проходки дренажных штреков в сложных гидрогеологических условиях и продолжительное время создания, измеряемое годами; вероятность прорыва подземных вод в выработки с выходом из строя всей системы на длительное время; необходимость применения в период строительства подземной системы дренажа другой, заменяющей ее системы; неспособность быстрого реагирования на изменения гидрогеологических условий.

Самоизливающие скважины применяют для снятия напоров в подошве карьера и в прибортовой зоне, а также в почве дренажной выработки. Такие разгрузочные скважины служат для дренирования водоносных горизонтов, приуроченных как к трещиноватым, так и к песчаным породам. Их сооружение целесообразно предусматривать на подошве карьера на участках с минимальными отметками или на бермах нижних уступов. Такие скважины обычно рассчитаны на непродолжительное время, так как ликвидируются в ходе вскрышных работ или при отсыпке внутренних отвалов.

Поглощающие скважины служат для дренажа водоносных пластов сравнительно малой мощности и проницаемости. Принцип действия скважин основан на перепуске воды из дренируемого водоносного горизонта (или группы пла-

стов) в нижележащий поглощающий горизонт. Это самотечные устройства, работающие при наличии разности напоров; проводимость поглощающих пластов должна на порядок превышать проводимость дренируемых водоносных пластов. Поглощающие горизонты необходимо дренировать параллельно другими техническими средствами, горными выработками или предусматривать разгрузку естественным путем.

Иглофильтровые установки целесообразно применять в однородных водонасыщенных породах с коэффициентами фильтрации 1—50 м/сут. При наличии пород с коэффициентом фильтрации от 0,02 до 10 м/сут, близком залегании водоупора от подошвы выработки, наиболее эффективны эжекторные иглофильтровые установки.

Для усиления эффекта водопонижения в сложных гидрогеологических условиях, характеризующихся малой водопроницаемостью (k = 0,05÷2 м/сут), низкой водоотдачей и неоднородным сложением массива пород (переслаиванием водоносных и водоупорных пород), используют эффект вакуумирования, создавая на наружных поверхностях водоприемных устройств устойчивый вакуум с помощью водовоздушного эжектора.

Для создания условий ведения горных работ в обводненных неустойчивых породах может предусматриваться использование установок забойного водопонижения, включающих комплект иглофильтров, водосборный коллектор и насосное оборудование, которые позволяют осушать мелкие и пылеватые пески с k = 0,1÷2 м/сут.

Возможная глубина откачки для легких иглофильтров не превышает 6 м.

Горизонтальные (*слабонаклонные*) *самотечные скважины* проходят с нижних площадок уступов в глубь дренируемого массива. Они целесообразны для дренажа горизонтально залегающих песчаных пластов малой мощности, которые не могут быть осушены вертикальными дренами. Горизонтальные скважины можно применять для снижения напоров в слоистых водоносных комплексах при наклонном залегании пластов трещиноватых или песчаных пород в лежачем боку месторождения.

Эффект осушения горизонтальными скважинами оказывается гораздо выше, чем вертикальными; при расстоянии между дренами, равном их длине, коэффициент «заслона» составляет более 90 %

Для защиты карьера от подземных вод, приуроченных к водообильным приповерхностным горизонтам, применяют противофильтрационные завесы (баражи), представляющие собой траншею или щель, заполненную глиной или другим слабопроницаемым материалом. В трещиноватых породах завесы создают путем инъекции глины или цемента в скважины. Противофильтрационные завесы эффективны, если поверхностные водоносные горизонты подстилаются слабопроницаемыми породами.

Применение противофильтрационных завес весьма перспективно, особенно для предотвращения поступления воды из близлежащих водотоков (водоемов), а также в тех случаях, когда использование обычных методов осушения приводит к региональному истощению водоносных пластов, нарушению нормальных условий водоснабжения прилегающего района или загрязнению подземных вод. В экологическом плане это наиболее перспективное средство защиты карьеров и шахт от подземных вод, хотя стоимость его относительно велика.

Электроосмотическое и вакуумное водопонижение может применяться в качестве вспомогательного средства для интенсификации осушения слабопроницаемых пород ($k < 0,05$ м/сут) и соответственно закрепления слабых глинистых пород.

7.2. Гидрогеологические условия разработки месторождений и рекомендуемые способы их дренирования

По гидрогеологическим условиям месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые открытым способом, могут быть разделены на три группы.

К группе А относят месторождения, сложенные, главным образом, слабыми глинистыми и несвязными породами, устойчивость которых в откосах во многом обусловлена влиянием подземных вод (в том числе месторождения, горно-геологические условия которых определяются в основном перекрывающими, а не вмещающими полезное ископаемое породами).

К группе Б относят месторождения, сложенные преимущественно водоустойчивыми скальными и полускальными трещиноватыми, достаточно хорошо фильтрующими и водоустойчивыми породами.

Группу В составляют месторождения, в сложении которых примерно в одинаковой степени участвуют породы, характерные для групп А и Б.

В зависимости от условий залегания пород месторождения группы А разделяются на два типа: А1 — сложенные горизонтально залегающими песчано-глинистыми слоями пород; А2 — сложенные наклонно залегающими слоями пород: песчаниками, алевролитами, аргиллитами, углями и др.

Степень обводненности открытых горных выработок, определяющую условия эксплуатации горно-транспортного оборудования, оценивают величиной общего водопритока в карьер на момент сдачи в эксплуатацию. Величина прогнозного водопритока — один из признаков, определяющих сложность эксплуатации горнодобывающего предприятия и необходимость проведения дренажных работ. Типизация карьерных полей по гидрогеологическим условиям необходима для обоснования дренажных мероприятий и предварительного выбора рациональной схемы дренирования.

Их классификация и рекомендуемые способы дренирования приведены в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Классификация карьерных полей по гидрогеологическим условиям

Категория месторождения по условиям осушения карьерных полей	Характеристика гидрогеологических условий месторождения	
	Группа А — рыхлые песчаные и мягкие глинистые породы	Группа Б — полускальные породы, не склонные к размоканию и набуханию
I — простые	Притоки подземных вод в карьер не превышают 200 м³/ч. Горные работы могут выполняться с применением средств открытого водоотлива; на стадии строительства карьера возможно временное использование водопонижающих скважин с суммарным дебитом не более 400 м³/ч	Притоки подземных вод в карьер не более 500 м³/ч. Горные работы могут выполняться с применением средств открытого водоотлива или нескольких водопонижающих скважин с суммарным дебитом до 500 м³/ч

Категория месторождения по условиям осушения карьерных полей	Характеристика гидрогеологических условий месторождения	
	Группа А — рыхлые песчаные и мягкие глинистые породы	Группа Б — полускальные породы, не склонные к размоканию и набуханию
II — сложные	Притоки подземных вод в карьер от 200 до 1000 м³/ч. Горные работы возможны при применении средств глубинного дренажа	Притоки подземных вод в карьер от 500 до 3000 м³/ч. Горные работы возможны при применении глубинного дренажа
III — особо сложные	Притоки подземных вод в карьер превышают 1000 м³/ч. Необходим дренаж нескольких водоносных горизонтов во вскрышной толще и в подошве карьера с применением водопонижающих скважин или подземного дренажного комплекса	Притоки подземных вод в карьер превышают 3000 м³/ч. Необходим глубинный дренаж (водопонижающие скважины или подземный дренажный комплекс)

7.2.1. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГРУППЫ А1

Месторождения этой группы отличаются большой сложностью дренирования (что является следствием обильных естественных запасов подземных вод, приуроченных к песчано-глинистым отложениям) и склонностью пород к фильтрационным деформациям.

Горизонтальное залегание водоносных и относительно водоупорных пластов не позволяет полностью предотвратить высачивание подземных вод на борт карьера с помощью заградительного дренажа. В связи с этим глубинные средства дренажа следует сочетать здесь с системами открытого дренажа. При наличии во вскрышной толще нескольких водоносных пластов бермы уступов следует назначать так, чтобы они совпадали с положением кровли относительных водоупоров.

При горизонтальном залегании перемежающихся водоносных и водоупорных слоев горных пород полный дренаж гравитационной воды практически невозможен, поэтому при проектировании необходимо прежде всего установить пределы допустимого высачивания вод на поверхность откосов по основным водоносным горизонтам и определить необходимый коэффициент перехвата (заслона) подземного потока дренажной системой.

При этом необходимо учитывать следующее:

- на месторождениях рассматриваемого типа водоносные породы склонны к фильтрационным деформациям (исключение составляют лишь гравийно-галечные отложения). Этими деформациями в основном и определяется необходимый предел дренажа песчаных пород, если они не могут быть предотвращены другими мероприятиями при меньших затратах;
- для водоносных горизонтов, вскрытых карьером на полную мощность, горизонтальное залегание предопределяет возможность проскока подземных вод в карьер между дренажными устройствами. Отсюда следует невозможность устранения набухания глинистых пород, подстилающих водоносный горизонт;
- в большинстве случаев желательно снижение влажности полезного ископаемого или предотвращение дополнительного его увлажнения;

• на месторождениях рассматриваемого типа часто залегают водоносные породы, практически не поддающиеся осушению обычными средствами (например, опесчаненные глины, глинистые пески, многие разновидности бурого угля с коэффициентами фильтрации менее 0,5 м/сут); в этих породах ощутимый эффект можно получить лишь при использовании горизонтальных открытых дрен или при дренаже непосредственно открытыми горными выработками.

Дренаж нерабочего борта карьера

Основные задачи дренажа нерабочего борта — устранение фильтрационных деформаций в пределах промежутков высачивания подземных вод и обеспечение стока с предохранительных и транспортных берм. Универсальным способом сохранения устойчивости нерабочих уступов является горизонтальный прибортовой дренаж (рис. 7.1, *а*, *б*) — гравийно-щебеночная призма в сочетании с водоприемной канавой, проходимой с уклоном к местному внутрикарьерному водосборнику. В канаве укладывают дренажные трубы. В районах с низкими зимними температурами дренаж дополнительно утепляют слоем песка.

Если среди вскрышных пород имеются средне- или крупнозернистые пески, то их также можно использовать в качестве пригрузочного материала (рис. 7.1, *в*). Такая форма пригрузки целесообразна в трех случаях: 1) когда трудно зачистить откос и пригрузочный материал отсыпается непосредственно на оплывший откос; 2) когда откос в пределах промежутка высачивания пригружается отвалами; 3) когда необходимо увеличить проезжую часть бермы.

При наличии пород с низкой водопроницаемостью типа супесей и легких суглинков схема прибортового дренажа упрощается; уступ пригружают слоем песка или щебня толщиной 1—2 м, предохраняющим породы от оплывания и оползания (рис. 7.2, *а*). При малой мощности слабопроницаемых пород пригрузку можно осуществлять за счет вышележащих песков (рис. 7.2, *б*)

При отсутствии на месте материала для устройства дренажной призмы, а также при больших колебаниях отметок кровли водоупора, затрудняющих самотечный водоотвод, прибортовой дренаж может быть заменен горизонтальными

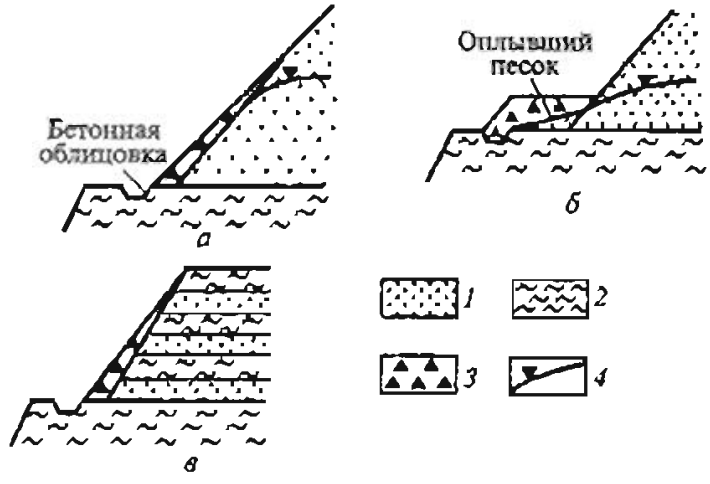


Рис 7.1 Схемы дренажных пригрузок.

1 — пригружаемый грунт; *2* — водоупор; *3* — материал пригрузочной призмы; *4* — уровень подземных вод

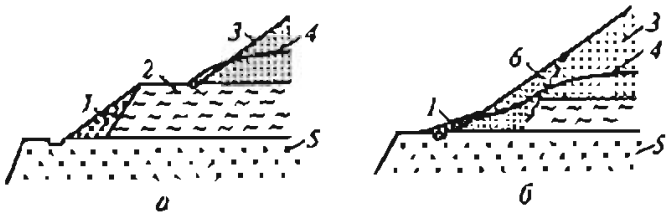


Рис. 7.2. Схемы пригрузки нерабочих уступов, сложенных породами с низкой проницаемостью:

а — пригрузка щебнем; *б* — пригрузка песком; *1* — пригрузочная призма из щебня; *2* — супесчаные породы; *3* — пески; *4* — уровень подземных вод; *5* — кристаллические породы; *6* — пригрузочная призма из песка

скважинами. Скважины глубиной 30—40 м и более можно бурить как перпендикулярно к линии простирания борта, так и под углом к ней. Расстояние между скважинами примерно равно их глубине. Для водообильных водоносных горизонтов, когда из-за больших притоков к откосу его трудно зачищать, наиболее рационально сочетание прибортового дренажа с горизонтальными скважинами.

При необходимости дренирования многослойной толщи неустойчивых водоносных пород, когда ожидается высачивание вод из нескольких горизонтах борта, целесообразнее подземная система осушения. Для снижения напоров с целью обеспечения устойчивости нерабочего борта целесообразно также рассмотреть возможность применения контурной системы глубинного дренажа с помощью водопонижающих скважин или сквозных фильтров, пройденных на подземную выработку.

Необходимо учитывать два момента, связанных с проектированием горных работ: 1) ввиду того что на нерабочем борту надежный дренаж создать обычно проще и дешевле, чем на рабочем, следует по возможности располагать нерабочий борт со стороны основного потока вод; 2) организация дренажа и водоотвода на нерабочем борту существенно упрощается, когда отметка подошвы водоносного горизонта совпадает с отметкой нерабочей бермы.

Дренаж рабочего борта карьера

Со стороны рабочего борта дренаж должен наряду с устойчивостью откосов обеспечивать нормальные условия для работы горно-транспортного оборудования. Кроме того, нередко возникает необходимость снижения влажности полезного ископаемого.

Выбор системы дренажа рабочего борта основывается на расчетных удельных притоках q, м^3/сут, на 1 м его протяженности.

Если удельный приток не превышает критического значения q_0 для данного типа оборудования, то наиболее эффективен открытый дренаж: вода может поступать в канавы непосредственно на рабочих площадках. Под критическим понимают такое значение притока на 1 м протяженности фронта работ, при котором масштабы фильтрационных деформаций (длины языков оплывания) оказываются предельно допустимыми для данного типа горного оборудования и выбранной схемы отработки уступов. Так, если почва водоносного горизонта совпадает с рабочей площадкой, то критический приток определяют расчетным путем, исходя из допустимой длины языка оплывания.

В качестве ориентира при использовании мехлопат и многоковшовых экскаваторов рекомендуются следующие значения предельных притоков q_0 (м^3/сут на 100 м откоса): 20 — пылеватые пески, 40 — тонкозернистые, 100 — мелкозернистые, 150—200 — среднезернистые, 300—400 — крупнозернистые. При использовании драглайнов и роторных экскаваторов допустимые притоки воды существенно выше и зависят от параметров машин.

Если почва водоносного горизонта «подрезана» уступом, то приведенные значения критических расходов воды должны быть уменьшены в 1,5—2 раза. Если же в фильтрующих породах подземные воды принимаются не непосредственно забоем, а дренажной траншеей (канавой), пройденной на площадке рабочего уступа, то указанные расходы могут быть увеличены в 2—3 раза. По мере подвигания забоя проходят новые траншеи, расстояние между которыми определяется шириной заходки экскаватора, а также расчетным положением депрессионной кривой. Особенно эффективна такая схема дренажа при отработке слабопроницаемых пород, имеющих коэффициент фильтрации $k < 1$ м/сут.

Применение открытого дренажа возможно в районах с умеренными зимними температурами. Если средняя температура трех наиболее холодных месяцев оказывается в интервале от —25 до —30 °С, то использование открытого водоотлива сокращается, так как при низких температурах свободное высачивание воды из откоса приводит к образованию наледей.

Если прогнозные притоки в карьер превышают критические значения, то для их уменьшения необходим глубинный дренаж с помощью системы водопонижающих скважин или подземной системы осушения.

Водопонижающие скважины целесообразно использовать для длительной эксплуатационной откачки вод из песчаных пород при глубине откачки не более 200 м и коэффициентах фильтрации более 3—5 м/сут (если требуется лишь снижение пьезометрических уровней напорного пласта без его осушения, то скважинный дренаж эффективен и при меньших значениях коэффициента фильтрации); в остальных случаях экономичнее подземная система осушения (в том числе и при коэффициентах фильтрации 1—5 м/сут).

Дренажные выработки должны располагаться в виде контурных систем, параллельных фронту работ, с использованием водопонижающих скважин или штреков со сквозными фильтрами. Первоначальное расстояние от дренажного контура до борта карьера определяют с учетом скорости подвигания фронта работ, чтобы обеспечить нормальные условия для эксплуатации оборудования в течение нескольких лет. Для водопонижающих скважин это расстояние равно 4—5-кратной величине годового подвигания фронта работ (исходя из среднего срока службы водопонижающих скважин); для подземной системы осушения расстояние может быть увеличено в 1,2—1,5 раза.

При благоприятных для поглощения условиях, когда горизонт с максимальной проводимостью находится в нижней части осушаемой толщи, для осушения верхних горизонтов предпочтительнее поглощающие скважины.

Расстояние между скважинами (фильтрами) определяется с учетом расчетного удельного притока q и допустимого (критического) удельного притока к откосу q_0. Так как с развитием фронта работ периметр карьера постепенно увеличивается, а удельный приток уменьшается, количество воды, попадающей в карьер извне, возрастает, а расстояние между скважинами внешнего контура соответственно увеличивается.

Вода, профильтровавшаяся к откосу между скважинами дренажного контура, может приниматься открытыми дренами, а временно — иглофильтровыми установками, которые удобны при дренаже наиболее обводненных участков.

При наличии в рабочем борту мощного водообильного горизонта целесообразна специальная организация горных работ. В этом случае на уширенной площадке уступа необходимо предусматривать оставление «недобора» фильтрующих пород мощностью 2—3 м, на котором располагают вскрышную технику и

транспортные коммуникации, а для улавливания «проскока» подземных вод — траншею, прорезывающую «недобор» на некотором расстоянии от нижней бровки уступа.

Дренаж пласта полезного ископаемого

При достаточной проницаемости пород почвы пласта полезного ископаемого можно предусматривать использование открытых дренажных траншей в основании добычного уступа или водопонижающих скважин и колодцев, пройденных в подошве карьера. При наличии водоупорных пород в почве продуктивного пласта для его дренажа целесообразны контурные системы, размещаемые на рабочем борту для осушения вскрышных пород. При проектировании подземной системы дренажа штрек целесообразнее размещать по продуктивному пласту для сокращения удельных притоков к откосу по сравнению с приведенными критическими значениями. Это особенно важно при применении схемы работ с временной подвалкой обводненного пласта полезного ископаемого, когда необходимо попутно предусматривать обеспечение устойчивости отвалов.

При транспортной схеме работ целесообразно оставлять «недобор» в основании продуктивного пласта, что даст возможность применять открытый дренаж. В районах с низкими зимними температурами такая схема позволяет отрабатывать нижнюю обводненную часть продуктивного пласта в летний период.

Если проводимость пласта полезного ископаемого существенно ниже, чем проводимость перекрывающих его водоносных пород, то осушительные устройства следует использовать лишь для дренажа контактирующих с полезным ископаемым водоносных слоев, сочетая глубинный дренаж с открытым. При резко выраженной волнистости кровли пласта полезного ископаемого нужно сократить объем открытого водоотлива, предусмотрев закладку на пониженных участках дополнительных рядов скважин, сквозных или забивных фильтров, дренажных выработок, проводимых на таких участках непосредственно из карьера.

Даже в случае проектирования большого количества дополнительных дренажных выработок, по данным практики над полезным ископаемым повсеместно остается зона водонасыщенных пород, и очень часто сам карьер оказывает на пласт, перекрывающий полезное ископаемое, гораздо больший дренирующий эффект. Роль дренажа водоносных пород, контактирующих с полезным ископаемым, сводится в этих условиях к тому, что он позволяет предотвратить дополнительное увлажнение пласта полезного ископаемого, обусловленное уменьшением нагрузки на него вследствие выемки перекрывающих пород и последующего набухания. Максимальный эффект достигается снижением напоров в водоносном горизонте, подстилающем пласт полезного ископаемого, а также полным осушением повышенных участков кровли этого пласта.

Все дренажные мероприятия, направленные на уменьшение влажности полезного ископаемого, эффективны лишь при условии правильно организованного внутрикарьерного стока.

Дренаж разрезной траншеи

При проектной проработке периода строительства карьера и вскрытия новых горизонтов для ограничения водопритоков в разрезную траншею и уменьшения фильтрационных деформаций откосов необходимо рассматривать целе-

сообразность применения заградительного глубинного дренажа в виде контурной системы скважин, пройденных со стороны нерабочего борта карьера. При недостаточности одноконтурной установки целесообразны двухконтурные системы скважин, оборудованные на обоих бортах траншеи.

При наличии во вскрышной толще многочисленных водоносных пластов малой проницаемости целесообразно рассмотреть возможность сооружения подземного дренажного комплекса — дренажного штрека со сквозными фильтрами. Однако подземный дренажный комплекс оправдывает себя в период строительства карьера в том случае, если он будет главным элементом схемы осушения на основной период эксплуатации карьера. В противном случае необходимо ориентироваться на применение открытого водоотлива из разрезной траншеи с отработкой вскрышных пород драглайнами, что позволяет вести работы при существенных фильтрационных деформациях на бортах разрезной траншеи. Открытый водоотлив при проходке разрезных траншей предусматривают в любом случае; его можно применять параллельно со средствами глубинного дренажа (с водопонижающими скважинами или подземной системой). Открытый водоотлив позволяет осуществить интенсивную сработку естественных запасов подземных вод в период строительства.

Если расчет притоков воды в разрезную траншею показывает, что удельные притоки превышают критические значения, по крайней мере, в течение 1,5—2 лет (считая от момента вскрытия водоносного горизонта), то целесообразнее предусматривать предварительное осушение с помощью контурных систем водопонижающих скважин. Если удельные притоки не превышают критических значений, то для откачки поступающих к откосу вод могут проектироваться средства открытого водоотлива.

При водоносных горизонтах большой мощности (30—40 м и более) на первых этапах вскрытия можно ориентироваться на условие полного устранения высачивания воды в карьер путем поддержания уровня воды ниже дна разрезной траншеи. В случаях, когда породы, покрывающие и подстилающие полезное ископаемое, образуют единый водоносный горизонт, это условие обычно выполняется в течение всего строительного периода.

После вскрытия водоносного горизонта осуществляется постепенный переход к дренажным системам, предусмотренным на период эксплуатации. При этом в первые годы эксплуатации (особенно со стороны рабочего борта) можно использовать те же дренажные системы, что и в период строительства.

При экскаваторной выемке пород часто возможна их отработка и без предварительного дренажа с использованием только открытого водоотлива. Это относится к тем случаям, когда породы, подлежащие дренированию, характеризуются малыми коэффициентами фильтрации (обычно менее 3 м/сут) или образуют единый водоносный горизонт без разделяющих водоупорных слоев.

Вскрытие обводненных толщ экскаваторами без предварительного дренирования может осуществляться с применением передовых дренажных траншей, создаваемых в подошве карьера. При этом минимальные размеры траншеи выбирают с таким расчетом, чтобы на каждом этапе строительства развитие фильтрационных деформаций не превышало допустимых пределов.

При вскрытии высоконапорных водоносных горизонтов должны быть предусмотрены меры по предварительному снижению напора до значений, исключающих прорыв. Если же мощность водоносного горизонта сравнительно невелика, то можно отказаться от длительного предварительного дренажа. Для водо-

носных горизонтов, приуроченных к сравнительно слабо проницаемым (коэффициент фильтрации водоносных пород $k < 1 \div 2$ м/сут) породам, в которых дренаж с помощью обычных технических средств малоэффективен, устранение опасности прорыва путем предварительного водопонижения нецелесообразно при любой их мощности.

7.2.2. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГРУППЫ А2

Основная особенность осушения месторождений с наклонным залеганием слоев — возможность полного стока подземных вод к дренажам по наклонному водоупору и, как следствие этого, устранение высачивания воды в откосах рабочих уступов при перемещении фронта работ по падению пластов; при прочих равных условиях скорость дренирования тем выше, чем больше угол падения.

В то же время под влиянием напорных вод в лежачем боку могут происходить крупные глубинные оползни нерабочих бортов карьера и внутренних отвалов, причем решающее влияние на возникновение оползней такого рода оказывает не водообильность горизонта, а величина напора в нем.

Исходя из этого, в породах висячего бока и в пласте полезного ископаемого обычно эффективен глубинный заградительный опережающий дренаж со стороны рабочего борта карьера. Для этого чаще всего целесообразна линейная система водопонижающих скважин. Первоначальное расстояние от ряда скважин до карьера следует принимать равным 5—7-летнему подвиганию фронта работ. При синклинальном залегании пород и сравнительно малых размерах угленосной мульды (до 2—3 км в поперечнике) дренажные контуры следует располагать по ее оси. После отработки одного из крыльев мульды, с переходом фронта горных работ через ее осевую часть при развитии работ по восстанию пласта эффективность глубинного заградительного дренажа резко снижается и, как правило, он становится нецелесообразным. В этих условиях целесообразно применение системы открытого дренажа, а в сложных гидрогеологических условиях — на подземные дренажные комплексы. Число скважин, необходимое для полного устранения выхода воды в карьер, примерно обратно пропорционально углу падения слоев.

При малых углах падения (3—5° и менее), а также при работах по восстанию пласта полезного ископаемого более эффективной может оказаться подземная система осушения — линейный штрек, пройденный по продуктивной толще и при наличии в ней водоупорных прослоев сочетающийся со сквозными фильтрами или восстающими и горизонтальными скважинами. Первоначальное удаление дренажного штрека от борта карьера может приниматься равным 8—10-летнему подвиганию фронта работ.

Для дополнительного осушения продуктивного пласта могут использоваться дренажные штреки и горизонтальные скважины, пройденные из карьера.

Применение в широких масштабах открытого дренажа пород висячего бока рекомендуется лишь при работах по восстанию пласта или крутом падении водоносных слоев, так как высачивание вод происходит из откосов открытых горных выработок.

В породах лежачего бока целесообразно предварительное снижение напора на первых этапах строительства карьера, что связано с обеспечением устойчивости борта и внутренних отвалов. Для снижения напоров можно использовать те же скважины, что и в породах висячего бока, а также обособленные системы са-

моизливающих или водопонижающих скважин, пробуренных параллельно фронту работ с подошвы карьера. Для дренажа водоносных пород, залегающих непосредственно в почве отрабатываемого пласта, можно использовать открытые траншеи.

По мере углубления и расширения карьера можно предусматривать водопонижающие и наклонные самоизливающие скважины, проходимые с площадок уступов и с подошвы карьера. В сочетании с открытыми водосборниками в карьере они позволяют наиболее четко увязать систему осушения с локальными гидрогеологическими структурами и отказаться от проходки подземных дренажных выработок. Однако в условиях крутого падения вертикальные скважины оказываются достаточно эффективными лишь в мощных водоносных слоях, не имеющих промежуточных водоупорных пропластков. В противном случае осушение пород лежачего бока должно базироваться на самоизливающих наклонных скважинах, пройденных из карьера, а пород висячего бока — на открытом дренаже (если он допустим по условиям выемки полезного ископаемого) или на системах подземных дренажных выработок, так как при проходке их вкрест простирания может быть пересечено большое число водоносных слоев. В тех же целях целесообразно из дренажных выработок, ориентированных по простиранию слоев, проходить горизонтальные и наклонные скважины

7.2.3. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГРУППЫ Б

Основная особенность крепких и средней прочности трещиноватых пород — их слабая изменчивость в откосах под влиянием воды, вследствие чего допустимо ее свободное высачивание в открытые горные выработки. Другая важная особенность — сильная неоднородность трещиноватости (проницаемости) пород даже в пределах одного геолого-структурного комплекса.

Перечисленные особенности значительно ограничивают эффективность глубинного дренажа на месторождениях этого типа: чаще всего здесь технически и экономически целесообразен открытый дренаж. Водоносные породы в большинстве случаев вскрывают карьером при отсутствии высоких напоров в породах висячего бока, последствия возможного прорыва локализуют большим водоприемным пространством. Влияние воды на ведение буровзрывных работ также не может считаться определяющим показателем для отказа от открытого дренажа: оно может быть устранено изменением технологии этих работ.

На месторождениях типа Б величины притоков подземных вод в зависимости от количества атмосферных осадков резко изменяются во времени; основное значение на этих месторождениях имеют мероприятия по организации поверхностного стока.

Применение открытого дренажа (часто вместе с локальным глубинным) неизбежно при осушении пород, содержащих большое число водоносных зон, гидравлически слабо связанных друг с другом. В связи с тем, что при проектировании невозможно достаточно точно определить расположение обводненных участков и наличие весьма водообильных зон, объем водоприемников (зумпфов) открытого дренажа следует выбирать со значительным запасом.

На участках повышенной обводненности следует предусматривать локальное глубинное водопонижение скважинами, пробуренными с подошвы карьера. Такой локальный дренаж целесообразен в трех случаях: 1) при наличии выявленных предварительными изысканиями зон с резко повышенной обводненно-

стью или проницаемостью (зоны тектонического дробления, закарстованных пород и т.д.); 2) когда в прибортовой зоне концентрируются высокие напоры, обусловленные наличием вертикальных или наклонных водоупорных образований; 3) при возможности полного осушения вскрышной толщи полезного ископаемого малым числом водопонижающих скважин, пробуренных в подошве карьера.

Специфичными являются условия дренажа разрезной траншеи: притоки в карьеры, вскрывающие трещиноватые породы, часто максимальны в период строительства. Так как трещиноватые породы чаще всего отличаются небольшими естественными запасами вод и хорошо дренируются, во многих случаях следует ориентироваться на системы глубинного заградительного дренажа разрезной траншеи, осуществляемого параллельно с ее проходкой. Для этого могут использоваться водопонижающие скважины, пройденные на участке разрезной траншеи (с поверхности или с берм), причем можно ограничиться небольшим числом скважин — порядка трех-пяти, а иногда и меньше. Необходимое число скважин определяют расчетом.

Применение систем глубинного дренажа необходимо также на карьерах, расположенных в районах с продолжительным зимним периодом, где непосредственное поступление подземных вод в карьер приводит к образованию наледей на подошве и бортах.

Особое место среди твердых водоносных пород занимают карбонатные, которые во многих случаях характеризуются повышенной трещиноватостью и закарстованностью, большими ресурсами подземных вод. Поэтому карбонатные породы нередко целесообразно дренировать с применением систем водопонижающих скважин и в эксплуатационный период.

Наоборот, в породах, обладающих сравнительно слабой трещиноватостью, проведение разрезной траншеи можно проектировать без глубинного дренажа. В этом случае должна предусматриваться откачка воды из открытых водоприемников, расположенных в подошве разрезной траншеи.

При низкой проницаемости многопластовых водоносных комплексов, и наоборот, при дренировании водообильных горизонтов, приуроченных, например, к закарстованным известнякам, необходимо рассматривать применение подземных дренажных выработок. Их эффективность может быть повышена при проведении выработок под карьером с целью их использования для централизации водоотлива с подошвы.

При наклонном или крутом залегании водоносных пластов для снижения напоров в лежачем боку месторождения с подошвы карьера или с нижних уступов рабочего борта целесообразно предусматривать проходку горизонтальных или наклонных разгрузочных скважин, которые при относительно малых дебитах обеспечивают снижение напоров в прибортовом массиве, повышая его устойчивость. Применение горизонтальных скважин в этих условиях может параллельно обеспечить осушение уступов, которые без дренажных мероприятий при крутом падении пластов обычно обводнены в пределах всей высоты борта.

Таким образом, использование глубинных средств дренажа на месторождениях группы Б оправдано в тех случаях, когда эти средства обеспечивают устойчивость бортов карьеров или решают комплекс горно-технологических задач.

7.3. Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера. Водоотвод поверхностного и внутрикарьерного стоков

Для обеспечения устойчивости внутренних отвалов песчано-глинистых пород необходимо проектировать водоотводы в подошве карьера и дренаж основания отвалов (для предупреждения дополнительного увлажнения отсыпаемых пород) или снижение напоров в подошве карьера.

При залегании водоносного горизонта непосредственно в подошве карьера наиболее целесообразен систематический дренаж: посредством проходки в выработанном пространстве канав-осушителей вдоль фронта работ с уклоном к канавам-собирателям, которые расположены перпендикулярно к фронту на наиболее низких участках выработанного пространства и обеспечивают сток воды к водосборникам.

Глубина канав-осушителей зависит от требуемого снижения уровней и принятого расстояния между ними; обычно она не превышает 3 м. Расстояние между канавами-осушителями принимается равным ширине экскаваторной заходки. Сохранность канавы обеспечивается заполнением ее фильтрующим материалом или укладкой труб; во избежание заиливания ее прикрывают слоем песка мощностью 0,5—1 м.

Организация систематического дренажа заметно осложняется при бестранспортной схеме разработки с частичной подвалкой нижней, наиболее обводненной части разрабатываемого пласта полезного ископаемого. В этом случае дренажные канавы следует проводить сразу вслед за экскаватором и засыпать дренажным материалом.

При отсыпке отвалов на водоупорное основание дренажные мероприятия в подошве карьера необходимы лишь при наличии под водоупором напорного горизонта, заметно влияющего на устойчивость отвалов. Дренаж осуществляют трубчатыми водопонижающими колодцами (самоизливающими или оборудованными насосами), которые располагают в выработанном пространстве параллельно линии отвалов и обновляют по мере подвигания фронта работ. Если снижение напоров не требуется, то ограничиваются организацией водоотвода в подошве карьера с помощью неглубоких канав, которые перед засыпкой отвальными породами заполняют дренажным материалом.

Для ускорения консолидации основания и глинистых пород отвалов нередко необходимы специальные мероприятия, снижающие избыточное поровое давление: селективная отсыпка вскрышных пород (для создания в отвале отдельных фильтрующих прослоев), устройство дренажных насыпей из гравия (щебня) или сплошных песчаных подушек в основании отвалов (мощность песчаного слоя принимается равной 50—80 см). При отсыпке отвалов на скальных или полускальных породах дренирующий слой может быть создан путем рыхления основания буровзрывным способом.

Наличие в подошве карьера высоконапорных водоносных пластов, экранированных относительным водоупором, требует предусмотреть сооружение самоизливающих скважин с подошвы карьера или с низовых берм рабочего борта. Это мероприятие обеспечивает устойчивость бортов карьера.

В пределах карьера и прилегающей к нему полосы на расстоянии не менее 200 м при наличии слабопроницаемых покровных отложений и 300—400 м при отсутствии таковых надо предусматривать регулирование поверхностного стока дождевых, талых и технических вод.

При наклонном залегании пород мероприятия по регулированию поверхностного стока должны прежде всего предусматриваться на прилегающих к карьеру участках выходов водоносных пластов на поверхность. На месторождениях группы Б, при малой мощности покровных отложений глинистого состава, регулирование поверхностного стока приобретает особое значение, так как поступление атмосферных или талых вод может привести к быстрому подъему уровней в трещиноватых породах.

Мероприятия по регулированию поверхностного стока включают в себя устройство нагорных и водоспускных канав, планировку территории вокруг карьера (с приданием поверхности уклона в сторону нагорных канав) и площадок уступов. Уклоны, придаваемые канавам, должны гарантировать отсутствие эрозионного размыва. На откосах уступов через каждые 200—300 м необходимо предусматривать ливнестоки.

Система отвода дождевых, талых и технических вод должна увязываться со всей системой дренажа и внутрикарьерного водоотлива. При этом в ряде случаев целесообразно применение единых водоотливных средств путем использования общих водосборников и насосов, устройства перепускных скважин из карьера (на подземные дренажные выработки) и т.д.

Мероприятия по организации внутрикарьерного стока должны в первую очередь предотвращать свободное стекание выкачивающихся вод по откосам бортов карьера. Несоблюдение этого требования приводит к развитию различного рода деформаций, начиная с размыва откосов и кончая оползнями уступов набухающих глинистых пород. Кроме того, стекающая вода, скапливаясь на площадках добычных уступов, дополнительно увлажняет полезное ископаемое.

Для сбора вытекающих на откос вод должны устраиваться водосборники по специальным отводным устройствам (закрытые и открытые канавы, трубопроводы и т.п.). Для централизации водоотлива иногда целесообразно создание специальных водоотводных выработок под подошвой карьера, на которые из отдельных открытых водосборников бурят водосборные скважины. Необходимость в этом возникает часто при наличии внутренних отвалов (например, при работах с подвалкой обводненных пород), когда из-за сложной гипсометрии водоупорных пород в подошве карьера самотечный водоотвод невозможен. В частности, при отработке месторождений по восстанию почвы пласта обводненного полезного ископаемого применение бестранспортных технологических схем разработки с подвалкой откоса добычного уступа вообще крайне нежелательно; в этом случае создание приемлемой схемы водоотвода весьма затруднительно.

Откачиваемые на поверхность подземные воды, не используемые для водоснабжения, могут сбрасываться в реки или водоемы (если это допустимо по санитарным условиям) или направляться в специально устраиваемые пруды-аккумуляторы, приуроченные к естественным впадинам или оконтуренные ограждающими дамбами. Для снижения до минимума вторичного поглощения воды пруды-аккумуляторы необходимо располагать на слабопроницаемых покровных отложениях. Аналогично при отводе и осушении рек и водных коллекторов (озер, прудов, болот) следует тщательно изолировать русла отводных каналов, которые являются дополнительным источником питания подземных вод и нередко вызывают в связи с этим оползневые деформации.

7.4. Фильтрационные расчеты

Фильтрационные расчеты выполняют для оценки гидрогеологических условий строительства и эксплуатации карьера, определения параметров дренажных систем и обоснования природоохранных мероприятий.

На основе фильтрационных расчетов определяют прогнозные притоки подземных вод в карьер и к дренажным сооружениям, а также понижения напоров дренируемых водоносных горизонтов.

Расчет установившихся водопритоков в карьер. При наличии вблизи карьера реки или водоема, являющегося границей обеспеченного питания дренируемого карьером пласта, общий водоприток в карьер за счет этого пласта, м^3/сут,

$$Q = \frac{2{,}73TS_к}{\lg R / r_к},$$

где T — проводимость дренируемого пласта, м^2/сут; $S_к = H_0 - H_к$ — понижение напора на контуре карьера; H_0 — статический напор; $H_к$ — напор, соответствующий отметке вскрытия водоносного пласта; $r_к$ — расчетный радиус карьера; $r_к = \sqrt{0{,}32F}$, м; F — площадь карьера в контуре вскрытия водоносного пласта, м^2; R — расчетный радиус области фильтрации, который зависит от взаимного расположения и характера границ пласта, м; $R = 2L_к$ — при расположении карьера на расстоянии $L_к$ от прямолинейной границы питания пласта; $R = 0{,}64 \sin(3{,}14L_к/L_э)$ — для пласта, ограниченного двумя параллельными границами питания при расстоянии $L_э$ между ними; $R = 1{,}28 \operatorname{ctg}(1{,}57L_ц/L_0)$ — при расположении карьера между границей питания и непроницаемым контуром; $L_ц$ — расстояние между центром карьера и границей питания; $R = R_0 - \frac{(R_0 - \delta)^2}{R_0}$ — для карьера, центр которого расположен на расстоянии δ от границы обеспеченного питания, оконтуривающей круговую область с радиусом R_0.

Расчет неустановившихся водопритоков в карьер. Общий неустановившийся приток в карьер, м^3/сут,

$$Q_t = \frac{2{,}73TS_t}{\lg \frac{r_к + \sqrt{\alpha a t}}{r_к}},$$

где S_t — понижение напора на контуре карьера в расчетный момент времени (отсчитывается от начала снижения напора); a — коэффициент пьезопроводности дренируемого пласта, м^2/сут; α — коэффициент, зависящий от характера изменения напора на контуре карьера (по мере его углубления); $\alpha = 3{,}14$ при «мгновенном» снижении напора; $\alpha = 0{,}8$ при равномерном снижении напора со скоростью $v_к = S_t/t$, м/сут.

Эта формула применима при условии $t < 0{,}3L_к^2/a$, где $L_к$ — расстояние от контура карьера до ближайшей границы питания дренируемого пласта. При $t > 0{,}3L_к^2/a$ водоприток в карьер стабилизируется и его расчет следует выполнять по формуле для определения Q.

Прогноз водопритоков в карьер и оптимизацию параметров дренажных систем в сложных гидрогеологических условиях (неоднородность дренируемых пластов, сложная конфигурация области фильтрации, напорно-безнапорный режим) следует выполнять математическим моделированием.

7.5. Скважинные насосные установки

При выполнении осушительных работ для откачки воды из дренируемых водоносных горизонтов водопонизительные скважины оборудуют глубинными насосами двух типов:

- с электродвигателями, погружаемыми в скважину ниже динамического уровня (погружные насосы). Наибольшее распространение имеют погружные насосы типа ЭЦВ;
- с электродвигателями, устанавливаемыми над устьями скважин (насосы типа АТН и А).

Погружные насосы предназначены для откачки подземных вод с минерализацией не выше 1500 мг/л, температурой не выше 25 °С и с массовой долей твердых механических примесей не более 0,01 %. Для откачки подземных вод, по своим свойствам отличающихся от приведенных выше, погружные насосы изготавливают по специальному заказу.

Центробежные насосы типа АТН с электродвигателями, расположенными на поверхности, предназначены для откачки с глубины, не превышающей 100 м, из вертикальных скважин подземных вод с минерализацией до 2000 мг/л, массовой долей твердых примесей не более 0,5 %, с температурой до 35 °С.

Насосы типа А используют для откачки воды и других неагрессивных жидкостей с температурой до 35 °С и массовой долей твердых примесей не более 0,1 %.

Для водопонижения на карьерах ряд стран выпускает широкую гамму типоразмеров погружных насосов. В частности, названное оборудование производится немецкими фирмами «Грундфос», «Ритц», «Плейгер» (табл. 7.2), «KSB», «ЕМУ», «Оддессе» (ранее фирмы «KREG» и «K.DEG»). Эти фирмы выпускают погружные насосы, предназначенные для откачки не только чистых вод, но и агрессивных с повышенным содержанием механических взвесей подземных вод.

Таблица 7.2

Техническая характеристика глубинных насосов фирмы «Плейгер» (Германия)

Насос	Производительность, м³/ч	Напор, м	Мощность электродвигателя, кВт	Диаметр скважины, мм
А	0,4—2,5	97—15	0,56—1,12	100
В	0,9—45	163—14	1,12—11,2	150
Д	6—30	224—8	2,24—18,6	200
Д-53-ХП	9,6	245	18,6	200
Е	18—48	208—96	2,24—22,4	200
Н	До 84	До 130	—	200
Г	15—104	289—18	3,7—67	250—300
Г-87/Х	25	400	67	300
	До 263	До 168	—	300

Насос	Производительность, м³/ч	Напор, м	Мощность электродвигателя, кВт	Диаметр скважины, мм
Г-87/Х	До 317	До 180	—	350
F-175	До 500	До 200	До 105	450
К	119—600	119—13	14,9—149	425—450
К-173-УП	180	140	130	450
	133—1550	44—11	9,7—186	550
К-211-IVа	360	60	97	350

Насосы фирмы «Грундфос» специально предназначены для откачки загрязненных вод.

Погружные насосы фирмы «Ритц» характеризуются изменяющейся в широком диапазоне подачей — от 1,8 до 450 м³/ч и более и напором от 10 до 1000 м.

Фирма «KSB» производит насосы для скважин диаметром 100—300 мм.

Контрольные вопросы и задания

1. Приведите основные способы глубинного дренажа карьерных полей.
2. Назовите способы дренажа месторождений различных типов по условиям дренирования.
3. Как осуществляется дренаж нерабочего борта карьера?
4. Как осуществляется дренаж рабочего борта карьера?
5. Как осуществляется дренаж внутренних отвалов?
6. В чем заключается проектирование поверхностного и внутрикарьерного стоков?

Часть третья

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА КАК ОБЪЕКТА ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО КОМПЛЕКСА И ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

ГЛАВА 8. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

Важнейшими базисными характеристиками карьера как объекта, определяющими уровень его экономических показателей, являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Под **производственной мощностью предприятия** в общем случае понимают максимально возможное количество продукции заданной номенклатуры, которое оно способно выпустить в фиксированный отрезок времени с соблюдением технологических норм производства, правил технической и экологической безопасности. Подчеркнем, что это теоретически достижимый объем продукции, который предприятие может выпустить в существующих горно-производственных условиях на основе наиболее полного использования оборудования, рационального режима работы, прогрессивной технологии и эффективной организации производства при соблюдении правил безопасности, технической эксплуатации, экологических ограничений.

При проектировании карьера устанавливают его проектную производительность по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Под **проектной производительностью карьера по полезному ископаемому** понимают установленный проектом постоянный на фиксированный период времени объем добычи полезных ископаемых в тоннах или кубических метрах установленной номенклатуры соответствующего качества, поставляемых потребителям с определенной равномерностью (ритмичностью). Проектная производительность карьера по полезному ископаемому должна обеспечивать экономически эффективную разработку месторождения и работу предприятия.

Производительность карьера по вскрыше — это объем (в $м^3$) вскрышных пород, который необходимо удалить из карьера за определенный период для обеспечения производительности карьера по полезному ископаемому. В сумме, в одних и тех же единицах измерения, эти показатели составляют производительность карьера по горной массе. Следует отметить, что в практике проектирования горных предприятий, в технической литературе, термины производственная мощность и производительность часто используют как синонимы.

Фактическая производительность карьера может отличаться от проектной из-за изменения спроса на минеральное сырье, цен, финансового и технического положения предприятия и по другим причинам.

Основными факторами, определяющими производительность карьера, являются:

- горно-геологические условия разработки;
- объем и ценность запасов месторождения;
- максимально возможная скорость развития горных работ в глубину и в плане;
- срок отработки месторождения или эксплуатации карьера;
- потребность в добываемом сырье;
- качество полезного ископаемого;
- условия лицензии на разработку месторождения, определяющие объем обязательных поставок добытого полезного ископаемого региональным и общегосударственным потребителям продукции;
- эффективность производства;
- размер и график инвестиций, условия финансово-хозяйственной деятельности предприятия.

Горно-геологические условия разработки обусловливают жесткую взаимосвязь между производительностью карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

При разработке горизонтальных месторождений значения текущих коэффициентов вскрыши в разные периоды достаточно стабильны и близки к среднему. Поэтому соотношение между производительностью карьера по добыче $Q_и$ и вскрыше $Q_в$ также практически постоянно и выражается соотношением

$$Q_в = Q_и K_{ср},$$

где $K_{ср}$ — средний коэффициент вскрыши.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений текущие коэффициенты вскрыши значительно изменяются в течение всего периода разработки. Исходя из условия обеспечения постоянной производительности карьера по полезному ископаемому, его производительность по вскрыше проектируют различной для различных календарных периодов разработки карьера. Определение производительности карьера по вскрыше для различных периодов разработки и длительности этих периодов осуществляют при исследовании режима горных работ и построении календарного графика разработки.

По объему и ценности запасов полезных ископаемых месторождения, вовлекаемых в разработку, годовую производительность карьера по полезному ископаемому устанавливают таким образом, чтобы обеспечить деятельность предприятия в течение достаточно длительного периода времени с целью более эффективного использования оборудования, строительства и амортизации производственных зданий и сооружений, социально-бытовой инфраструктуры. Вместе с тем производительность проектируемого карьера должна в возможно большей степени отвечать интересам предприятия, удовлетворять текущую потребность в полезном ископаемом, но с учетом общегосударственных интересов в будущем.

Обычно предпочтение отдают проектам карьеров с близкой к максимально возможной годовой производительностью. При этом срок отработки запасов обычно принимают не менее периода амортизации основных промышленно-производственных фондов предприятия — горного и транспортного оборудования, а также капитальных выработок, дорог, ЛЭП, зданий и других сооружений.

Можно пользоваться ранее установленными соотношениями между годовой производительностью карьеров и минимальным периодом эксплуатации T_{min} (табл. 8.1).

Таблица 8.1

Минимальный срок эксплуатации карьера с учетом периодов развития и затухания горных работ

Годовая производительность, млн т	Срок эксплуатации карьера, годы		
	Черная металлургия	Цветная металлургия	Угольная промышленность
Огнеупорные глины и формовочные пески			
0,1—0,5	7—30	—	—
Доломит, известняк			
2—7	20—25	—	—
Марганцевая руда			
0,2—0,5	5—10	—	—
0,5—1	20—25	—	—
1—1,5	25—35	—	—
1,5—3	30—35	—	—
	Железная руда	*Руды цветных металлов*	*Уголь*
До 1	—	10	—
1—2	15—20	10—15	—
2—5	20—25	15—20	—
5—10	20—25	20—25	35—40
10—15	30—35	До 40	40—45
15—20	40	30—40	45—50
20—30	50	40—45	50—60
Более 30	Более 50	Не менее 50	Более 60

При пользовании данными табл. 8.1 подразумевается выполнение условия

$$\frac{Z_б}{Q_к}\cdot\frac{1-\eta}{1-\rho}=T\geq T_{min},$$

где $Z_б$ — балансовые запасы месторождения; $Q_к$ — годовая производительность карьера, определенная с учетом потребности; η и ρ — предельно допустимые (нормируемые) коэффициенты соответственно потерь и объемного разубоживания.

С целью сокращения периода окупаемости капитальных вложений и быстрейшего достижения неотрицательных значений накопленного сальдо (накопленного эффекта — разности между дисконтированными накопленными притоком и оттоком денежных средств на данном и всех предшествующих шагах расчета) целесообразно предусматривать достижение проектной производительности по этапам (ввод мощности очередями). Мощность пусковой очереди, зависящая от общей годовой производительности карьера, ввода в эксплуата-

цию крупных машин, очередей обогатительной фабрики, готовности объектов приема продукции и других факторов, можно принимать в соответствии со следующими рекомендациями:

Проектная производительность по полезному ископаемому (для железорудных карьеров), млн т/год	До 4	4—20	Более 20
Пусковая мощность, % полной проектной	100	50	30

Рекомендовано также нормировать периоды освоения проектной производительности карьеров (табл. 8.2).

Таблица 8.2

Нормативы и сроки освоения проектной производительности железорудных карьеров

Производительность, млн т/год	Период освоения, мес	Объем добычи, % производственной мощности		
		1-й год	2-й год	3-й год
До 5	9	85	100	—
5—15	15	70	99	100
15—30	18	65	98	100
30	24	60	90	100

Если определенная годовая производительность удовлетворяет условию отработки запасов месторождения в период не менее периода амортизации основных фондов, то, приняв эту производительность в качестве заданной величины, следует провести анализ режима горных работ, получить календарный план и проверить его техническую реализуемость. Для этого найденные по календарному плану значения элементов системы разработки, такие как скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронтов уступов, число вскрышных и добычных забоев, мощность грузопотоков, должны быть сопоставлены с их предельно допустимыми значениями, которые можно получить для намеченного варианта вскрытия, системы разработки, технологии и механизации работ.

При этом предельно допустимые значения параметров выступают в качестве ограничений, превышать которые без изменения исходных данных нельзя.

При проектировании часто пользуются понятием нормального срока амортизации капитальных затрат, или нормального срока эксплуатации карьера, т.е. срока, в течение которого происходит полный износ основных производственных фондов предприятия. На основе этого понятия годовая производительность, т/год, карьера по полезному ископаемому

$$Q_р = \frac{Z_к}{T_э},$$

где $Z_к$ — запасы полезного ископаемого, извлекаемые в контурах карьера, т; $T_э$ — нормальный срок эксплуатации карьера, принимают обычно равным сроку обеспеченности запасами, годы.

Следует отметить, что обычно через 10—15 лет (иногда через 20—30 лет) возникает необходимость проведения полной реконструкции ранее построенных сооружений и замены оборудования. Иногда применяемые в расчетах сроки

амортизации основных фондов и эксплуатации карьеров в 30—50 лет можно считать завышенными. Их принятие при определении производительности карьера приводит к искусственному снижению интенсивности разработки месторождения. Эти параметры следует определять на основе комплексного рассмотрения условий работы будущего предприятия, наличия других источников сырья данного вида, текущей и перспективной потребности в нем, а также с учетом других факторов.

Максимально возможная скорость развития горных работ в глубину и в плане определяет возможную интенсивность разработки месторождения.

За сопоставимый показатель интенсивности разработки может быть принята среднемесячная величина вскрываемой площади, м^2/мес:

$$F_м = L_{ф.у} v_ф,$$

где $L_{ф.у}$ — принятая средняя протяженность фронта работ уступа, м; $v_ф$ — среднемесячная скорость подвигания фронта работ, м/мес.

Интенсивность разработки определяется горно-геологическими условиями месторождения, физико-механическими свойствами разрабатываемых пород, которые в основном обусловливают применение тех или иных систем и технологий разработки и технических средств. При этом отсутствует ограничение по числу единиц используемого оборудования, т.е. оно может быть максимально возможным.

В этих условиях может быть определен теоретический — верхний технически достижимый предел производительности — производственная мощность карьера. Такая производительность может потребовать излишне больших капиталовложений, не увязана с запасами месторождения, потребностью в сырье, возможностями потребителей продукции, региональными интересами, т.е. является экономически неэффективной.

Возможная интенсивность развития горных работ при разработке наклонных и крутопадающих залежей характеризуется скоростью понижения горных работ, а при разработке горизонтальных — скоростью подвигания фронта работ.

Скорость понижения горных работ при разработке наклонных и крутопадающих залежей, необходимую для обеспечения годовой производительности карьера $Q_к$, определяют погоризонтно (высота горизонта равна высоте уступа) или поэтапно (высота этапа кратна высоте уступа), через запасы полезного ископаемого горизонта (этапа) Z и высоту уступа (этапа) h:

$$v_п = Q_к \frac{h}{Z} \cdot \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Максимально возможную скорость понижения горных работ (для принимаемых главного направления развития работ, варианта вскрытия, системы разработки, комплектов оборудования, структур механизации, а также технологии работ), необходимую для обеспечения производственной мощности карьера, определяют расчетным путем или принимают по данным практики ведения работ в аналогичных условиях.

Скорость понижения горных работ должна соответствовать скоростям движения вышележащих уступов, позволяя создавать на них рабочие площадки не менее минимальной ширины.

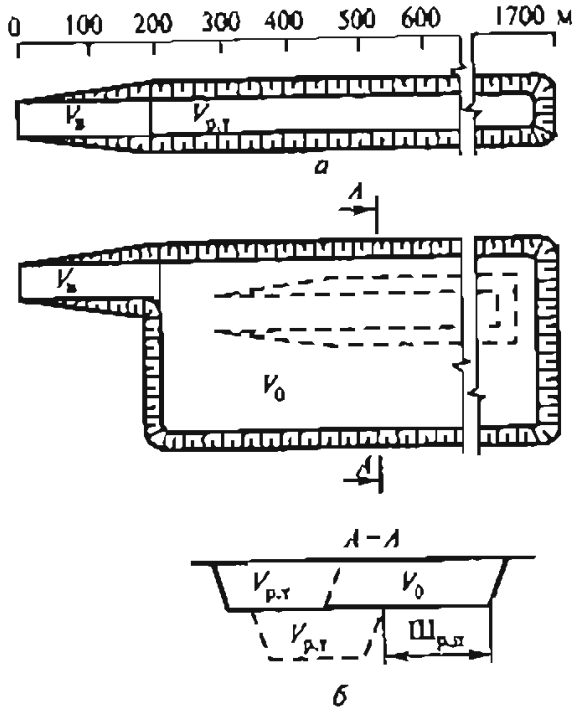


Рис. 8.1. Схема развития горных работ при подготовке нового горизонта:

а — начальная стадия; *б* — конечная стадия

Максимальная скорость понижения горных работ определяется минимально возможным временем, необходимым для подготовки нового горизонта в конкретных горно-технических условиях. При этом в подготовительные включают только те работы, которые являются обязательными в соответствии с ЕПБ и правилами технической эксплуатации.

Минимально необходимый объем работ по подготовке нового горизонта включает (рис. 8.1) проведение въездной траншеи объемом $V_в$ и разрезной траншеи объемом $V_{р.т}$, а также выемку объема V_0 (для подготовки нового горизонта, обеспечивающего возможность в соответствии с правилами техники безопасности проведения разрезной траншеи на следующем нижнем горизонте). Расстояние, на которое должен переместиться борт разрезной траншеи, определяется шириной рабочей площадки.

При последовательном выполнении этих работ одним экскаватором производительностью $Q_э$ продолжительность подготовки горизонта, мес,

$$t = (V_в + V_{р.т} + V_0) / Q_э,$$

где $Q_э$ — производительность экскаватора, м^3/мес.

Для сокращения продолжительности подготовки горизонта используют несколько экскаваторов, совмещая их работу таким образом, чтобы обеспечить выполнение требований правил безопасности.

В частности, согласно ЕПБ, расстояние по горизонтали между рабочими местами или механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полутора максимальных радиусов черпания при экскаваторной разработке. При использовании взаимосвязанных в работе механизмов расстояние между ними по горизонтали определяется проектом.

Работы при этом выполняют в следующей последовательности. Проводят въездную траншею и разрезную траншею на длину около 200 м. Затем в работу вводят второй экскаватор, который начинает работы по разносу борта разрезной

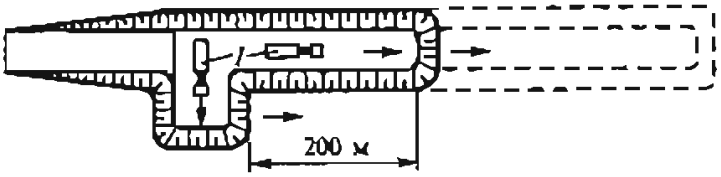


Рис. 8.2. Схема ускоренного развития горных работ при подготовке нового горизонта:

1 — экскаваторы

траншеи (рис. 8.2). В результате этого продолжительность подготовки нового горизонта сокращается.

Приближенно продолжительность подготовки нового горизонта, мес, можно определить по выражению:

$$t = \frac{V_0}{N_э Q_э} + \frac{L_б + L_в + L_0 + L_т}{v} \qquad (8.1)$$

где V_0 — объем работ по расширению разрезной траншеи на вышележащем уступе, обеспечивающем возможность подготовки нижнего уступа, м^3; $N_э$ — число экскаваторов, занятых на расширении разрезной траншеи; $Q_э$ — производительность экскаватора на подготовке нового горизонта, м^3/мес; $L_б$ — длина экскаваторного блока, м, при применении автомобильного транспорта длина блока может быть принята в диапазоне 300—400 м; при разработке мощных залежей с большими размерами в плане с целью сокращения длины блоков возможно применение поперечных заходок экскаватора; $L_в$ — длина выездной траншеи, м; L_0 = 10÷150 — допустимое минимальное расстояние между соседними экскаваторными блоками на уступе, м; $L_т$ — минимальная длина тупика траншеи, при которой можно начинать проведение ее вторым забоем в обратном направлении при вскрытии карьера тупиковыми съездами, м; v — скорость проведения траншеи, м/мес. При определении скорости проведения траншеи необходимо учитывать снижение производительности экскаватора, которое составляет 20—30 %.

Из выражения (8.1) следует, что продолжительность подготовки нового горизонта может быть уменьшена, а скорость понижения горных работ увеличена путем уменьшения объема разрезной траншеи и длины экскаваторного блока.

При двустороннем развитии горных работ требуется разнос обоих бортов разрезной траншеи, что при ограниченном числе экскаваторов приведет к увеличению времени подготовки нового горизонта.

Более точно время подготовки нового горизонта и возможную скорость понижения горных работ следует рассчитывать, исходя из конкретных горно-технических условий, размещения залежей и вскрывающих выработок, организации горно-подготовительных работ, порядка ввода в работу и производительности каждого экскаватора.

Практически скорость понижения горных работ при погрузке в железнодорожный транспорт составляет 10—12 м/год, при погрузке в автомобильный транспорт — 20—30 м/год и только в отдельных случаях достигает 40—50 м/год.

По горно-техническим условиям максимальное возможное к применению число экскаваторов определяется через минимальную длину фронта на одну ма-

шину L_{min} и суммарную длину активного фронта по добычным и вскрышным работам (за исключением фронта под целиками, съездами и др.):

$$N_{и max} = \sum_{1}^{n_и} L_{ф.и} / L_{и min} \quad и \quad N_{в max} = \sum_{1}^{n_в} L_{ф.в} / L_{в min},$$

где $n_и$, $n_в$ — число уступов по полезному ископаемому и вскрыше соответственно.

Тогда условия обеспечения производительности по полезному ископаемому и по вскрыше следующие:

$$N_и \le N_{и max} \quad и \quad N_в \le N_{в max}.$$

Максимальные годовые объемы по горно-техническим условиям:

$$V_{и max} = N_{и max} Q_и \quad и \quad V_{в max} = N_{в max} Q_и.$$

Обеспечению годовой производительности соответствуют неравенства

$$V_и \le V_{и max} \quad и \quad V_в \le V_{в max}.$$

При выполнении неравенств будут достигнуты необходимые скорости подвигания фронта горных работ на горизонтах, определенные через годовую производительность.

При разработке горизонтальных залежей скорость подвигания фронта горных работ при транспортных, транспортно-отвальных схемах и перевалке вскрышных пород определяют исходя из заданной годовой производительности $Q_к$, мощности залежи полезного ископаемого M и длины фронта $L_ф$:

$$v_ф = \frac{Q_к}{ML_ф} \cdot \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Годовые объемы вскрышных пород, разработка которых обеспечит годовую производительность,

$$V_в = v_ф H_в L_ф = Q_к K_т \frac{1-\rho}{1-\eta},$$

где $K_т$ — текущий коэффициент вскрыши.

В случае использования технологических схем разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными, экскаваторно-железнодорожными или экскаваторно-конвейерными комплексами технологические ограничения, аналогичные ограничениям при разработке крутопадающих залежей, следующие:

$$N \le N_{max}, \quad v \ge N_{max} Q, \quad v_ф \le v_{ф max}.$$

При транспортно-отвальных схемах с использованием консольных отвалообразователей и схемах с перевалкой вскрышных пород карьерное поле обычно делят на участки, на каждом из которых работает одна крупная машина или комплекс машин. Как правило, такой комплекс является вскрышным, для его эксплуатации определяют максимальную мощность вскрыши, отрабатываемую с перемещением пород во внутренний отвал $H_в$, и годовую производительность Q. Эти параметры определяют скорость подвигания фронта работ $v_{max} = Q/(L_ф H_в)$

и соответственно производительность участка по полезному ископаемому $Q_у = v_{max} h L_ф$.

При использовании высокопроизводительного оборудования скорость подвигания фронта составляет 100—200 м/год.

Периоды времени для организации разработки пород в следующей заходке (простои или перегоны машин, перемещение транспортных коммуникаций, врезка в заходку и др.), соизмеримые с продолжительностью отработки заходки, не позволяют увеличить скорость подвигания фронта горных работ пропорционально сменной производительности экскаваторов.

Скорость подвигания фронта работ и скорость углубки карьера могут быть увеличены путем изменения технологии разработки, числа и мощности применяемых машин. При обосновании производительности карьера должна постоянно находиться в поле зрения техническая реализуемость извлечения намеченных объемов полезного ископаемого. Другими словами, всегда должно быть четко известно, с каких уступов и из каких забоев в определенные периоды времени будут добыты намеченные объемы полезного ископаемого. Возникновение этой задачи связано с постоянным изменением по мере развития работ положений и площадей выходов залежей на поверхность отрабатываемых уступов, а также скоростей подвигания и углубления горных работ. Повышения надежности определения производительности карьера достигают прослеживанием изменений этих параметров на погоризонтных планах за достаточно длительный промежуток времени, т.е конкретным календарным планированием.

Производительность карьера в значительной степени определяется производительностью комплексов оборудования. Максимальное их число, по условиям эффективного использования, ограничено размерами рабочей зоны карьера. В период эксплуатации выделяют вскрышную и добычную рабочие зоны. Площадь рабочей зоны экскаватора $S_э$, м^2, приближенно равна произведению ширины рабочей площадки $Ш_{р.п}$ на длину экскаваторного блока $L_б$:

$$S_э = Ш_{р.п} L_б.$$

Величина рабочей зоны определяется производительностью и типом выемочно-погрузочного оборудования, транспортных средств, свойствами разрабатываемых пород. При выемке пород без предварительного рыхления с погрузкой в автотранспорт площадь рабочей зоны экскаватора находится в пределах (3—15) тыс. м^2 При селективной выемке и железнодорожном транспорте $S_э$ принимает максимальные значения — (15—40) тыс. м^2. Число экскаваторов в рабочей зоне карьера определяют по выражению

$$N_э = \frac{S_{р.з}}{S_э} K_э,$$

где $S_{р.з}$ — площадь рабочей зоны карьера, м^2; $K_э$ — коэффициент использования рабочей зоны, учитывающий резерв фронта работ, откосы уступов и площадь вскрытых запасов полезного ископаемого, $K_э = 0{,}6 \div 0{,}7$.

По изменению площади рабочей зоны во времени можно определить динамику производительности карьера по этому фактору и необходимое число добычных экскаваторов. Их число принимают в зависимости от фронта добычных работ, равного сумме фронтов добычных уступов. Число последних определяется системой и направлением развития горных работ. При железнодорожном

транспорте на уступе обычно располагают не более двух экскаваторов и при автомобильном транспорте — 3—4 экскаватора. При этом должна быть обеспечена длина экскаваторного блока 500—700 м в первом случае и 250—400 м во втором.

Аналогично описанному, с использованием календарного графика должна быть установлена мощность карьера по вскрыше.

При проектировании производительности карьера по полезному ископаемому необходимо учитывать связь между извлекаемыми объемами полезного ископаемого, количеством и качеством товарной продукции и полезного ископаемого.

Годовая производительность карьера должна быть увязана с суммарной пропускной способностью всех грузотранспортных выходов, с одной стороны, и суммарной провозной способностью комплектов транспортного оборудования — с другой, и не должна превосходить их значений.

Производительность карьера, исходя из потребности в добываемом сырье, следует устанавливать на основе маркетинга — изучения спроса и прогноза потребностей рынка для ориентировки производства на выпуск конкурентоспособной продукции, соответствующей действующим стандартам или согласованными с потребителем характеристиками, в объективно обусловленных объемах.

Другими словами, производитель должен выпускать такую продукцию, которой гарантированно обеспечен сбыт и которая позволяет получить намечаемое, максимально возможное в конкретных условиях значение накопленного дисконтированного сальдо (накопленного эффекта).

При этом подразумевается, что потребитель диктует свои требования и запросы на рынке, а производитель заинтересованно к ним подстраивается. Таким образом, с помощью маркетинга целенаправленно решают комплекс задач: какую продукцию, в каких объемах, какого потребительского качества и с какими затратами должен выпускать производитель, чтобы, удовлетворив требования потребителя, самому получить максимальную прибыль.

По экономическим соображениям, естественно с учетом максимально возможной интенсивности отработки месторождения, других технических факторов, условий рынка сбыта продукции, определяется экономически выгодная производительность карьера.

Производительность предприятия непосредственно отражает интенсивность производственных процессов, которая является одним из важнейших факторов эффективности работы предприятия. Интенсификация производственных процессов позволяет осуществлять концентрацию производства, а именно сосредоточивать выпуск требуемых объемов продукции на меньшем числе высокопроизводительных рабочих мест.

Высокая интенсивность производства обеспечивает значительную экономию материальных, трудовых и денежных ресурсов на единицу продукции по сравнению с затратами ресурсов для выпуска тех же объемов продукции с меньшей интенсивностью производства на большем числе рабочих мест, поскольку исключаются расходы на создание и эксплуатацию последних.

Это объясняется в том числе и тем, что значительная часть общих годовых затрат предприятия (условно-постоянных затрат) практически не изменяется для различных (в определенном диапазоне) показателей его производительности.

Чем выше производительность предприятия, тем ниже условно-постоянные затраты на единицу выпускаемой продукции (удельная величина этих затрат).

Другая часть общих годовых расходов — пропорциональные затраты растут пропорционально увеличению объемов выпускаемой продукции. Величина пропорциональных затрат на единицу выпускаемой продукции остается практически постоянной при разных значениях производительности предприятия, при ее изменении в некоторых пределах.

Общие затраты З, руб/год, по любому предприятию (производственному объекту) могут быть определены по выражению

$$З = З_{у.п} + З_{пц} = З_{у.п} + з_{пц}Q,$$

где З — общие затраты по объекту в течение года (суток); $З_{у.п}$ — условно-постоянные затраты в течение того же времени; $З_{пц}$ — пропорциональные затраты в течение того же времени; $з_{пц}$ — пропорциональные затраты в расчете на единицу продукции — удельные пропорциональные затраты, руб/т; Q — объем продукции, выпускаемой предприятием в течение года или суток (обычно — в тоннах).

Удельные затраты на единицу выпускаемой продукции з, руб/т:

$$з = з_{у.п} + з_{пц} = З_{у.п}/Q + з_{пц},$$

где $з_{пц}$ — удельные условно-постоянные затраты на единицу выпускаемой продукции, руб/т.

Таким образом, доля условно-постоянных затрат при увеличении производительности предприятия снижается.

Условно-постоянную и пропорциональную части можно выделить в составе затрат любого вида — денежных, трудовых, материальных, энергетических. Следовательно, понятия условно-постоянных и пропорциональных расходов применимы к себестоимости, капиталовложениям и фондоемкости, численности работников, затратам материалов или энергии. Для каждого из них $З_{у.п}$ и $З_{пц}$ исчисляются в соответствующих единицах измерения.

Распределение затрат на условно-постоянную и пропорциональную части можно осуществлять приближенно, исходя из характера изменения отдельных групп расходов для различных объемов выпуска продукции.

В разных отраслях доля условно-постоянных затрат в общих расходах различна. В горнодобывающих отраслях в среднем она составляет 50—60 %.

Имеется также и группа затрат, величина которых для предприятий с большей производительностью не только не снижается, но, наоборот, увеличивается на единицу выпускаемой продукции (прогрессивно-растущие затраты). Это объясняется в основном тем, что сроки, стоимость строительства и периоды освоения проектной производительности крупных предприятий больше, следовательно, они выпускают в течение периода работы с неосвоенной мощностью продукцию с более высоким уровнем затрат.

Таким образом, для различных показателей производительности горного предприятия соотношение отдельных групп затрат на производство единицы продукции различно. Производительность предприятия, при которой суммарные затраты на единицу продукции минимальны, характеризует экономически наивыгоднейшую, оптимальную мощность предприятия.

Оптимальная проектная производительность предприятия по экономическим соображениям может быть определена следующим образом.

По формулам рассчитывают и строят графики удельных затрат по каждой из трех выделенных групп и их суммы для разных вариантов производительности

предприятия. Точка минимума на кривой суммарных удельных затрат определяет оптимальную проектную производительность предприятия (рис. 8.3).

Возможно также определять производительность предприятия аналитически путем построения экономико-математических моделей затрат, как функций объемов выпускаемой предприятием продукции, и их оптимизации.

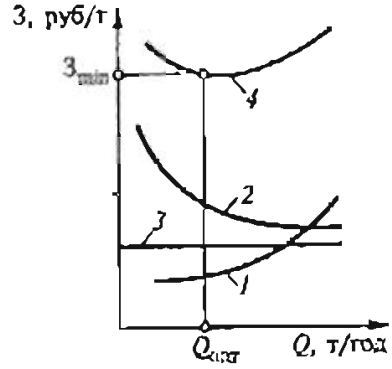


Рис. 8.3. Графический способ определения оптимальной проектной производительности горного предприятия $Q_{опт}$ по удельным затратам:

1 — прогрессивно-растущие; 2 — условно-постоянные; 3 — пропорциональные; 4 — суммарные затраты

Как следует из графика (см. рис. 8.3), кривая суммарных удельных затрат вблизи точки своего минимума изменяется незначительно, т.е. вблизи этой точки имеется целая зона значений производительности предприятия, при которых удельные критериальные затраты сохраняются почти неизменными. Так, при отклонении производительности от оптимальной на 15 % в любую сторону удельные затраты возрастают на 2—3 %. Такие отклонения лежат в пределах реально достижимой точности расчетов. Поэтому важно отыскать не столько саму точку, соответствующую оптимальной производительности, сколько зону оптимума, в которой затраты близки к минимальным. Окончательный выбор производительности предприятия в пределах этой зоны следует осуществлять с учетом ряда дополнительных, не сводящихся к «чистой экономике», соображений.

Следовательно, проектная производительность должна быть всесторонне тщательно проанализирована и обоснована, проверена технологическая возможность ее достижения и доказана экономическая целесообразность.

Еще один важный аспект проектирования производительности карьера связан с рассмотрением целесообразности поддержания производительности на постоянном уровне на протяжении всего срока эксплуатации. Известно, что полный срок службы горнодобывающих предприятий в среднем составляет 40 лет. В течение такого времени происходят существенные изменения в технике, технологии, экономике, условиях разработки, связанных с углублением горных работ, во внешней среде (окружении). Последние касаются изменений спроса на данное полезное ископаемое, условий конкуренции на рынке, требований потребителей к качеству поставляемого им сырья, изменения условий экспорта-импорта продукции и ресурсов, появления новых технических средств и потребностей и т.д.

Следовательно, производительность горного предприятия должна корректироваться в соответствии с изменяющимися внешними условиями на протяжении всего срока его эксплуатации.

При проектировании производительности карьера необходимо также руководствоваться следующими соображениями.

В пределах максимально возможной производительности по скорости развития горных работ в глубину и в плане могут быть созданы предприятия, обладающие разным техническим потенциалом — разными производственными возможностями. Так, можно предусмотреть обеспечение проектной производительности минимально необходимым числом единиц оборудования, что означает полное использование его производственных возможностей. Установление

производительности карьера на уровне производственных возможностей оборудования означает отсутствие на предприятии какого-либо резерва повышения производительности.

В отдельных случаях такая работа экономически целесообразна, так как не требует затрат на создание и поддержание дополнительных — резервных мощностей. Но во многих случаях для обеспечения возможности мобильного реагирования на изменяющиеся внешние условия создание определенных резервных мощностей необходимо и экономически оправдано.

Особенность понятия «резервная мощность» состоит в том, что, будучи создана, она в стабильной обстановке не используется и включается в работу только при возникновении особых обстоятельств.

Создание и поддержание резерва требует дополнительных затрат. Но при возникновении чрезвычайных обстоятельств подключение резерва дает возможность избежать ущербов, неизбежных при его отсутствии. Необходим и достаточен резерв мощности, при котором сумма ущерба и упущенных выгод из-за его отсутствия превышает затраты на его создание и поддержание.

Таким образом, при проектировании необходимо устанавливать такую величину резерва, которая позволит стабилизировать работу предприятия при изменении в некотором диапазоне внешних условий.

В соответствии с методологией системотехники производительность карьера следует определять не только, исходя из интересов проектируемого предприятия, но и с учетом влияния на него и его параметры объединения, куда входит это предприятие, экономического региона, отрасли, смежных отраслей и предприятий и экономики в целом.

Если в состав горно-обогатительного комбината входит несколько карьеров и других добывающих предприятий, то производительность каждого из них следует определять исходя из наибольшей эффективности работы ГОКа.

С позиций региональных интересов годовая производительность и качество добываемого полезного ископаемого во многом зависят от числа и производительности предприятий — потребителей продукции, их географического расположения, близости к ним альтернативных поставщиков, цен на продукцию, транспортных тарифов и т.д.

При определении производительности также следует учитывать многосортность и многокомпонентность добываемого полезного ископаемого, возможность приобретения того или иного оборудования, достигнутую величину инвестиций, сроки строительства предприятий и другие факторы.

Контрольные вопросы и задания

1. В чем различие понятий «производительность» и «производственная мощность» карьера?
2. Раскройте влияние на производительность карьера.
   - горно-геологических условий;
   - объема и ценности запасов полезного ископаемого;
   - максимально возможной скорости развития горных работ в глубину и в плане;
   - экономических показателей.

ГЛАВА 9. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГЛУБИНЫ И ГРАНИЦ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Проектирование границ открытой разработки месторождения предусматривает установление глубины и контуров карьера, положения верхней и нижней бровок и боковой поверхности.

Границы открытой разработки определяются геологическими, гидрогеологическими и инженерно-геологическими характеристиками месторождения, в числе которых запасы месторождения, качественные характеристики и пространственное положение полезных ископаемых в земной коре, физико-механические свойства пород, углы откосов бортов карьера (рабочего, нерабочего и на момент погашения), ценность полезных ископаемых, текущая и перспективная потребность в нем, возможность добычи аналогичных полезных ископаемых другими горными предприятиями или замены их природными или синтетическими материалами.

Правильный выбор глубины и контуров карьера имеет исключительно важное значение, так как ими определяются объемы полезных ископаемых, вовлекаемых в разработку, и объем подлежащих удалению вскрышных пород, а по этим показателям проектируют производительность и срок существования карьера, режим горных работ, вскрытие, систему разработки, технологию и механизацию работ, расположение внешних траншей, зданий и коммуникаций на поверхности. Принятие при проектировании суженных границ карьера может потребовать в дальнейшем переноса траншей, отвалов, сооружений, а необоснованное расширение границ может вызвать необходимость выполнения дополнительных объемов вскрышных работ, увеличение дальности транспортировки горной массы.

Точно определить глубину и положение контуров карьера на длительную перспективу при проектировании удается редко. Основными причинами этого являются неточность геологических данных и экономических показателей, принимаемых в расчетах, изменение кондиций, конъюнктуры рынка и цен на продукцию горнодобывающих предприятий, энергоносители, оборудование, материалы. Как показывает практика, глубину и положение контуров большинства крупных карьеров по мере отработки месторождения неоднократно корректируют.

Проектные контуры карьера могут быть подразделены на конечные, перспективные и промежуточные.

Конечными называют контуры, по которым согласно проекту должны быть погашены открытые горные работы. Конечные контуры необходимо определять с максимально возможной степенью точности.

Перспективными являются контуры, до которых в соответствии с проектом предполагается развитие открытых работ. Перспективные контуры карьера определяют приближенно и при разработке карьера их можно корректировать.

Промежуточными называют контуры, которые согласно проекту предполагают достичь к определенному моменту разработки.

9.1. Определение глубины и границ карьера с использованием экономических показателей

Метод определения глубины и контуров карьера с использованием экономических показателей — динамический подход был предложен в 50-е гг. прошлого столетия. Он основан на анализе календарного распределения объемов горных работ для нескольких вариантов глубины и контуров карьера, вычислении для каждого из них суммарных дисконтированных прибылей и затрат и выбора по этим показателям предпочтительного варианта.

Решение задачи требовало построения календарных планов разработки для каждого варианта глубины карьера и порядка развития работ, расчета дисконтированных прибылей и затрат по годам и суммарно — на весь срок производства горных работ в пределах намеченных границ. Рациональной конечной глубиной карьера признавалась такая глубина, при которой приведенная к одному моменту оценки прибыль, получаемая в результате эксплуатации месторождения, была максимальной.

Подчеркнем, что критерий максимума прибыли при решении подобных задач следует использовать крайне осторожно. Идея получения максимума прибыли может стимулировать хищническое отношение к использованию месторождений, стремление к уменьшению глубины карьера для снижения себестоимости полезного ископаемого, занижению его производительности.

Отметим также, что в связи с большим объемом вычислений динамический подход может быть реализован только с помощью специализированных пакетов компьютерных программ планирования развития горных работ, проведения горно-геометрического анализа и исследования режима горных работ, расчета дисконтированных затрат и эффектов по рассматриваемым вариантам.

Более правильно определять глубину и границы открытой разработки с использованием универсальных экономических критериев, в том числе показателя дисконтированного накопленного сальдо. Дополнительно к ним можно применять и другие экономические и технологические показатели.

Динамические технико-экономические задачи (в том числе определение глубины и контуров карьера) достаточно точно могут быть решены лишь для отрезка времени не более 10—12 лет. Чем больше период времени, на который принимают решения, тем меньше их точность

Считается, что конечные контуры достаточно точно могут быть определены лишь для относительно небольших и хорошо разведанных месторождений, для последнего этапа разработки крупных месторождений и для срока разработки 10—12 лет.

При большем сроке работы карьера и при изменяющихся горно-геологических условиях разработки целесообразно предусматривать развитие горных работ по этапам и выделять промежуточные и перспективные контуры карьера.

При обосновании перспективной глубины карьера следует иметь в виду, что первостепенное значение имеет не собственно глубина, а прежде всего перспективная граница развития открытых работ на земной поверхности, так как ее достигают горными работами в 2—3 раза быстрее, чем глубину.

Поэтому целесообразно сначала определять перспективные контуры карьера на поверхности, исходя из возможного развития горных работ в будущем.

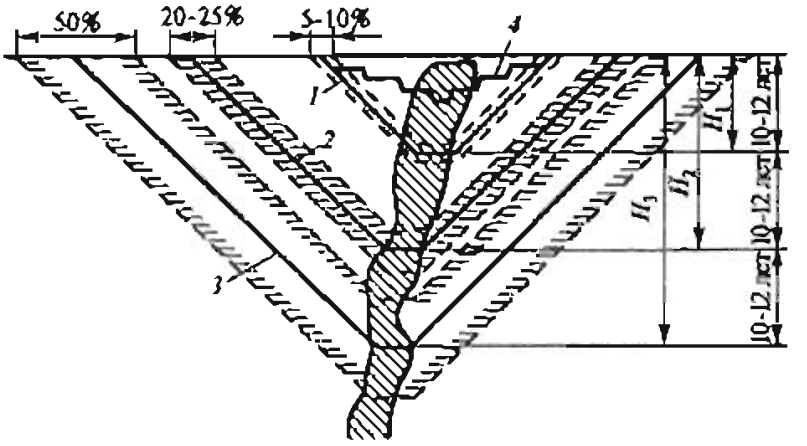


Рис. 9.1. Графическая интерпретация погрешностей определения конечных контуров карьера.

1, 2 — первый и второй (промежуточный) контуры карьера; *3* — перспективный контур; *4* — текущий контур карьера

При построении перспективных контуров карьера по поверхности учитывают возможную погрешность в определении углов погашения, которую обычно принимают равной 25 %.

Промежуточные контуры карьера определяют с заданным интервалом времени, который рекомендуется принимать в пределах 10—12 лет. Точность расчета промежуточных контуров различна. Первый промежуточный контур должен иметь высокую точность расчета (около 95—90 %), которая обеспечивается высокой степенью разведанности верхних горизонтов и достоверностью исходных показателей

Второй промежуточный контур, находящийся за пределами 20—25 лет, будет иметь погрешность около 20—25 %. Точность определения последующих контуров (в том числе и перспективного) еще ниже. На чертежах показывают возможные пределы отклонения промежуточных контуров от их средних значений (рис. 9.1). Как уже отмечалось, эффективность открытой разработки в каждом промежуточном контуре следует рассчитывать по экономическим критериям с учетом фактора времени. Ориентировочно эффективность открытой разработки в ближайшем промежуточном контуре может быть определена по текущему коэффициенту вскрыши. В последующих контурах вследствие невысокой точности расчета такая оценка может быть осуществлена по среднему коэффициенту вскрыши.

При моделировании развития горных работ, по достижении верхним уступом первого промежуточного контура необходимо проверить экономичность открытой разработки в пределах второго контура, т.е. на последующие 10—12 лет. Если дальнейшая открытая разработка окажется эффективной, то расчетом должны быть уточнены последующие промежуточные контуры. Аналогично уточняют следующий (на 10—12 лет) промежуточный контур и т.д.

Когда в пределах последнего рассматриваемого контура будут найдены глубина и положения бортов, за пределами которых открытая разработка месторождения становится неэффективной, то эту глубину следует принять в качестве «предела эффективности» и по нему предусматривать погашение горных работ в карьере

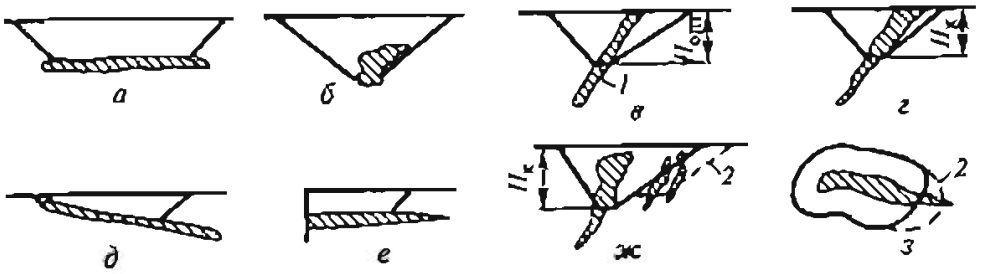


Рис 9.2. Границы открытых горных работ при различных геологических условиях:

1 — зона подземных горных работ; *2* — граница прирезки к контуру действующего карьера

С задачей определения глубины и границ карьера неразрывно сопряжены задачи обоснования целесообразности применения открытого или подземного способа разработки месторождения, выбора границы между этими способами, когда верхнюю часть месторождения целесообразно разрабатывать открытым способом, а глубинную — подземным. Более конкретно эти задачи могут быть представлены следующим образом.

1. Выбор открытого или подземного способа разработки при освоении горизонтальных или ограниченных по размерам и запасам месторождений (рис. 9.2, *а*, *б*).

2. Определение границы между открытым и подземным способами разработки при их последовательном или одновременном применении (рис. 9.2, *в*).

3. Определение границы открытых разработок, за пределами которой остаются запасы, отработка которых при современном уровне развития техники и технологии и экономических условиях нецелесообразна, но в будущем возможна (рис. 9.2, *г*, *д*, *е*).

4. Определение целесообразности расширения контуров или частичной прирезки запасов (рис. 9.2, *ж*, *з*).

5. Определение нового положения конечных или перспективных контуров открытой разработки при увеличении запасов месторождения в результате его доразведки или изменения кондиций.

6. Выполнение геолого-экономической оценки месторождения и расчет кондиций и границы зоны открытой разработки.

Кроме факторов, отмеченных ранее, на конечную глубину карьера определяющее влияние оказывают порядок и календарный план разработки месторождения, система разработки, вскрытие, интенсивность ведения горных работ, при применении открытого и подземного способов разработки — время начала подземной разработки, соотношение между производительностью карьера и шахты (рудника).

Конечная глубина карьера возрастает при увеличении угла наклона рабочего борта, так как при этом уменьшаются объемы вскрыши в первые годы и часть затрат переносится на более поздние периоды. Вследствие этого повышается экономическая эффективность разработки. Следовательно, для расширения границ открытых работ необходимо стремиться к увеличению угла наклона рабочего борта и к принятию календарного плана с уменьшенными объемами вскрышных работ в первый период.

Некоторое увеличение угла наклона рабочего борта может быть достигнуто за счет увеличения высоты уступов и уменьшения ширины рабочих площадок.

Календарный план можно улучшить при отработке месторождения этапами. При этом прямые затраты несколько возрастут. Однако лучший порядок разработки обеспечивает более экономичное распределение затрат во времени, что позволяет увеличить конечную глубину карьера.

При определении конечной глубины карьера также необходимо учитывать ценность земли, занимаемой предприятием, затраты на геолого-разведочные работы, а также горную ренту. В некоторых случаях (на месторождениях особо ценных полезных ископаемых и при высокой стоимости сельскохозяйственных земель) влияние этих факторов достаточно велико и может вызвать увеличение или уменьшение проектных контуров карьеров.

При ориентировочной оценке вариантов предпочтение можно отдавать варианту с меньшими отложенными во времени капитальными затратами и более быстрым получением максимальных эффектов.

9.2. Аналитические методы определения глубины карьера

Аналитические методы определения глубины карьера основаны на расчетах, выполняемых по упрощенным геометрическим моделям месторождений. Горные работы рассматривают не в динамике, а статическими. Поэтому погрешность расчета глубины карьера такими методами может достигать ±20 %.

Методы определения глубины карьера различаются в зависимости от типов месторождений, их формы и размеров.

Для месторождений большой протяженности конечную глубину карьера определяют по поперечным сечениям, достаточно представительно характеризующим месторождение. Дно и контуры карьера выравнивают в соответствии с уклоном транспортных съездов и принятым вариантом вскрытия.

На пологих и горизонтальных месторождениях при определении конечных контуров исходят из того, что пологие пласты разрабатывают не горизонтальными слоями, а заходками по простиранию, поэтому пласт разделяют на заходки шириной 20—50 м и для каждой из них строят контур карьера под углом погашения его борта. Для месторождений большой длины контурный коэффициент вскрыши определяют по поперечным сечениям или аналитически с учетом объемов торцов карьера. Особое внимание следует обращать на определение граничного коэффициента вскрыши, величина которого существенно зависит от применяемых технологии и механизации работ.

В случае применения бестранспортных или комбинированных технологий (перевалка пород нижних вскрышных уступов в выработанное пространство в сочетании с перевозкой пород верхних уступов) граничный коэффициент вскрыши может достигать 20—25 $м^3/т$, в то время как при технологиях с применением только транспортных средств его значения редко превышают 8—10 $м^3/т$.

Это можно объяснить тем, что при бестранспортной и комбинированной технологиях разработки для перемещения пород нижнего вскрышного уступа в выработанное пространство применяют мощные одноковшовые экскаваторы, использование которых снижает затраты на разработку пород в 3—4 раза по сравнению с разработкой пород экскаваторами средней мощности и их транспортированием. При комбинированной технологии разработки, когда затраты

на вскрышные работы на нижних и верхних уступах карьера резко различаются, конечная глубина карьера должна удовлетворять условию

$$C_д + K_б C_б + K_т C_т \leq C_{гр},$$

где $C_д$ — себестоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого; $K_б$ и $C_б$ — коэффициент вскрыши и затраты на выемку 1 м^3 вскрыши при применении бестранспортной технологии; $K_т$ и $C_т$ — то же, при применении технологии разработки с использованием только транспортных средств; $C_{гр}$ — предельная себестоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого.

Коэффициент вскрыши, м^3/т, при применении бестранспортной технологии разработки для нижнего породного уступа можно определять по выражению

$$K_б = h_н/(m\gamma),$$

где $h_н$ — высота нижнего породного уступа, м; m — мощность пласта, м; γ — плотность полезного ископаемого, т/м^3.

Высоту нижнего вскрышного уступа, зависящую от параметров экскаватора, мощности и угла наклона пласта, принимают возможно большей. Граничный коэффициент вскрыши для верхнего породного уступа при применении технологии с использованием транспортных средств определяют по формуле

$$K_{гр.т} \geq \frac{C_{гр} - (C_д + C_б K_б)}{C_т}.$$

При разработке горизонтальных месторождений открытым способом конечная глубина соответствует отметке почвы пласта. В этом случае необходимо установить экономичность применения открытого способа разработки, которая для горизонтальных пластов выражается условием

$$K_{ср} \leq K_{гр},$$

где $K_{ср}$, $K_{гр}$ — средний и граничный коэффициенты вскрыши.

При большой площади карьера, когда можно не учитывать разнос бортов карьера, средний коэффициент вскрыши

$$K_{ср} = H/(m\gamma), \qquad (9.1)$$

где H — мощность вскрыши, м.

При коротких (округлой формы) в плане глубоко залегающих месторождениях конечную глубину определяют для всего карьера.

Протяженность карьера оценивают отношением его длины L к ширине дна D с учетом глубины карьера H.

При увеличении глубины карьера и уменьшении его длины объем вскрыши в его торцах увеличивается.

При небольшой глубине ($H/D \leq 1{,}5 \div 2$) объем вскрыши в торцах не будет превышать 20 % в тех случаях, когда длина карьера превышает ширину его дна в 6—8 раз и более.

На карьерах средней глубины ($H/D = 2 \div 4$) объем вскрыши в торцах не превышает 20—25 % только при значительной длине карьера, т.е. при $L/D > 12$.

В глубоких карьерах ($H/D > 5$) объем вскрыши в торцах карьера, как правило, всегда более 25—30 % и его следует учитывать даже на вытянутых карьерах.

Следует отметить, что глубина карьера, определенная с использованием аналитических методов, в которых не учитывается фактор времени, окажется заниженной в 1,5—2 раза по сравнению с результатами расчетов с дисконтированием затрат и эффектов.

9.2.1. КРИТЕРИИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГЛУБИНЫ И ГРАНИЦ КАРЬЕРА

При обосновании глубины и границ карьера применяют следующие критерии эффективности.

Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр}$ — теоретически максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения является экономически эффективной.

Численно $K_{гр}$ соответствует тому объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономичности открытых горных работ. Граничный коэффициент вскрыши может быть найден по выражению

$$K_{гр} = (C_п - C_0)/C_в,$$

где $C_п$ — предельно допустимая стоимость полезного ископаемого, руб/м^3; C_0 — удельные затраты на добычные работы, руб/м^3; $C_в$ — удельные затраты на вскрышные работы, руб/м^3.

Контур, внутри которого добыча полезного ископаемого отвечает этому условию, является границей эффективности открытых горных работ на месторождении.

Средний коэффициент вскрыши $K_{ср}$ — отношение объема вскрышных пород $V_в$, м^3, в проектных контурах карьера или его участка к объему полезного ископаемого $V_п$, м^3, в этих же контурах или на этом же участке:

$$K_{ср} = \frac{V_в}{V_п}.$$

Если значения объемов вскрыши и полезного ископаемого получены по материалам геологоразведочных работ, то $K_{ср}$ называют геологическим.

В проектной практике рассчитывают действительные значения $V_в$ в конечных контурах карьера и $V_п$ за вычетом потерь; в этом случае $K_{ср}$ называют также промышленным.

Контурный коэффициент вскрыши $K_к$ — отношение объема вскрышных пород, прирезаемых к карьеру при увеличении его глубины на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого в этом слое (уступе):

$$K_к = \frac{V_{в.к}}{V_{п.к}}.$$

Эксплуатационный коэффициент вскрыши $K_э$ — значение коэффициента вскрыши, рассчитанное без учета объема горно-капитальных работ:

$$K_э = \frac{V_в - V_{в.о}}{V_п - V_{п.о}},$$

где $V_в$ — полный извлекаемый объем пород в контурах карьера, м^3; $V_{в.о}$ — объем пород, вынимаемых в период строительства карьера, м^3; $V_п$ — полный извлекае-

мый объем полезного ископаемого в контурах карьера, м^3; $V_{и.о}$ — объем полезного ископаемого, добываемого в период строительства карьера, м^3.

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши $K_{э.ср}$ — это эксплуатационный коэффициент вскрыши, вычисленный за весь период эксплуатации карьера.

Текущий коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, фактически перемещаемых из массива в отвалы за какой-либо период времени (месяц, квартал, год), к фактически добываемому за этот же период времени объему полезного ископаемого.

Коэффициент горной массы — отношение количества удаляемой горной массы к единице извлекаемого из недр полезного компонента, например металла:

$$K_{г.м} = V_{г.м}/Q_м = (V_и + V_в)/Q_м, \qquad (9.2)$$

где $V_{г.м}$, $V_и$, $V_в$ — объем соответственно горной массы, полезного ископаемого и вскрыши, м^3; $Q_м$ — количество полезного компонента, т,

$$Q_м = V_и \gamma C_к,$$

где γ — средняя плотность полезного ископаемого, т/м^3; $C_к$ — среднее содержание компонента в полезном ископаемом (например, металла в руде), доли ед.

Подставив значение $Q_м$ в выражение (9.2), получим

$$K_{г.м} = (1 + K_в)/\gamma C_к,$$

где $K_в$ — коэффициент вскрыши, м^3/м^3.

Коэффициент горной массы может рассчитываться, как и коэффициент вскрыши, как средний, контурный, граничный и т.п. Коэффициент горной массы отражает не только влияние вскрышных работ, но и качество полезного ископаемого и поэтому является более общим, чем коэффициент вскрыши, и с большей полнотой характеризует эффективность того или иного варианта открытых горных работ.

9.2.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА ПО КОНТУРНОМУ КОЭФФИЦИЕНТУ ВСКРЫШИ

Предельно допустимым считают такое значение конечной глубины карьера $H_к$, при котором контурный коэффициент вскрыши равен граничному:

$$K_к = K_{гр}.$$

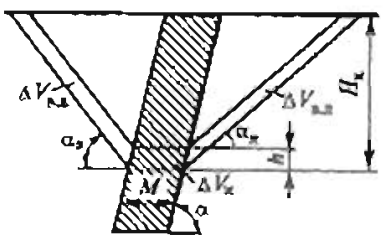


Рис. 9.3. Схема к определению конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши

Контурный коэффициент вскрыши для простейших условий залегания (рис. 9.3) равен

$$K_к = (\Delta V_{в.л} + \Delta V_{в.в})/\Delta V_и,$$

где $\Delta V_{в.л}$, $\Delta V_{в.в}$, $\Delta V_и$ — соответственно приращение объемов вскрыши со стороны лежачего и висячего боков залежи и полезного ископаемого при увеличении глубины карьера на величину h.

Как следует из рис. 9.3,

$$\Delta V_{в.л} = H_к(\operatorname{ctg}\alpha_л - \operatorname{ctg}\alpha)h;$$

$$\Delta V_{в.в} = H_к(\operatorname{ctg}\alpha_в + \operatorname{ctg}\alpha)h;$$

$$\Delta V_н = Mh,$$

откуда

$$K_к = \frac{H_к}{M}(\text{ctg}\,\alpha_л + \text{ctg}\,\alpha_в),$$

где $\alpha_л$ и $\alpha_в$ — углы наклона бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков залежи.

При условии $K_к = K_{гр}$

$$H_к = \frac{K_{гр} M}{\text{ctg}\,\alpha_л + \text{ctg}\,\alpha_в}.$$

При разработке пологопадающих месторождений, когда разнос лежачего бока залежи не осуществляется, под величиной $\alpha_л$ понимают угол падения залежи.

Если углы откосов бортов принять равными (что возможно при разработке наклонных и крутопадающих залежей), то приведенная формула упрощается.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей выемку полезного ископаемого иногда осуществляют на дополнительную глубину (ниже установленной границы карьера) без разноса бортов по вскрышным породам. Тогда полную глубину карьера, м, определяют по выражению

$$H = \frac{M(K_{гр} + 1) - D}{\text{ctg}\,\alpha_в + \text{ctg}\,\alpha_л},$$

где D — минимально возможная ширина дна карьера, м.

При проектировании обычно рассматривают дискретное расширение контуров карьера при увеличении его глубины на один горизонт (слой), равный или кратный высоте уступа. В связи с этим контурный коэффициент вскрыши часто называют погоризонтным, слоевым.

Величина контурного коэффициента вскрыши зависит от глубины карьера, горизонтальной мощности, угла падения и простирания залежи, угла наклона бортов карьера, рельефа поверхности карьерного поля. При этом с увеличением глубины разработок коэффициент $K_к$, как правило, возрастает.

Контурный коэффициент вскрыши может быть рассчитан с учетом разноса торцевых бортов карьера и включений пустых пород внутри полезного ископаемого или найден с помощью непосредственных линейных измерений на геологических разрезах с допустимой для установления границ карьера точностью по выражению

$$K_к = \frac{2H\,\text{ctg}\,\alpha(2H\,\text{ctg}\,\alpha + L + M)}{Lm_1} + \frac{m_2}{m_1},$$

где H — исследуемая глубина карьера, м; α — средний результирующий угол наклона бортов карьера, градус; L — простирание месторождения, соответствующее исследуемой глубине, м; M — горизонтальная мощность месторождения на той же глубине, м; m_1 — горизонтальная мощность месторождения по полезному ископаемому, м; m_2 — горизонтальная мощность породных включений внутри полезного ископаемого, м.

Для относительно коротких залежей в условиях равнинной местности глубину карьера, м, с учетом разноса его торцевых бортов можно определять по формуле

$$H = \sqrt{\left(\frac{a}{2b}\right)^2 + \frac{(K_{тр}+1)S_п - S}{b}} - \frac{a}{2b},$$

где $a = \Sigma l_x \operatorname{ctg} \alpha_x$; $b = \pi \operatorname{ctg}^2 \alpha_{ср}$; $S_п$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине карьера, м^2; S — полная площадь дна карьера, м^2; l_x — длина участка борта карьера (по дну), м; α_x — угол откоса борта этого участка, градус; $\alpha_{ср}$ — усредненный угол откоса борта карьера, градус.

Для крутопадающих и наклонных залежей, когда углы откосов бортов незначительно отличаются один от другого, используют усредненные значения углов:

$$\alpha_{ср} = \frac{\alpha_1 l_1 + \alpha_2 l_2 + \ldots}{l_1 + l_2 + \ldots}.$$

Для месторождений небольшой длины и наиболее распространенных условий, когда угол наклона залежи больше 15—20°, а углы наклона бортов карьера не резко отличаются друг от друга

$$H_x = \operatorname{tg} \alpha_{ср} (\sqrt{0{,}025 P^2 + 0{,}32 K_{тр} S_п} - 0{,}16 P),$$

где P — периметр дна карьера, м.

При разработке горизонтальных месторождений размеры дна карьера в конечных границах определяются контурами залежи в плане на отметке подошвы. При разработке наклонных и крутых месторождений минимальную ширину дна карьера определяют по условию безопасного ведения горных работ, и она составляет 30—40 м. Длину дна карьера принимают равной протяженности залежи по простиранию (если она незначительна). В случае большой протяженности залежи длину дна карьера по техническим соображениям принимают равной 3—4 км. Минимальная длина находится в пределах 70—100 м.

Оценивая возможность применения метода определения глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши, следует отметить следующее.

Принцип определения глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши был предложен достаточно давно, когда рабочие площадки на уступах были очень узкими, угол откоса рабочего борта был равен углу погашения или близок к нему. В этих условиях данный принцип был вполне справедливым, так как отражал закономерности формирования карьерного пространства.

Современный карьер по мере углубления формируется по-другому. Угол наклона рабочего борта карьера в несколько раз меньше угла погашения, а поэтому и порядок отработки карьера в пространстве не совпадает с изменением конечного положения борта по мере увеличения глубины карьера.

В связи с этим значения контурного коэффициента вскрыши могут существенно отличаться от расчетных значений эксплуатационного коэффициента вскрыши вблизи того значения глубины карьера, которое было найдено по $K_к$. Поэтому применение этого критерия для определения глубины карьера должно сопровождаться детальными дополнительными расчетами.

9.2.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА ПО СРЕДНЕМУ КОЭФФИЦИЕНТУ ВСКРЫШИ

Определение глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши осуществляют по условию равенства среднего и граничного коэффициентов вскрыши:

$$K_{ср} = K_{гр}.$$

По этому критерию конечную глубину карьера определяют при небольших запасах или горизонтальных залежах, когда применение комбинированной разработки нецелесообразно и месторождение предполагается разрабатывать либо подземным, либо открытым способом, а также при добыче высокоценных полезных ископаемых и многосортных руд, когда открытая разработка имеет преимущества перед подземной по полноте извлечения запасов, а также тогда, когда применение подземного способа чрезвычайно затруднено сложными горно-геологическими условиями разработки.

Для простейших условий залегания, когда мощность полезного ископаемого постоянна и оно выходит на поверхность (рис. 9.4), средний коэффициент вскрыши равен

$$K_{ср} = \frac{V_в}{V_и}.$$

Используя обозначения, приведенные на рис. 9.4,

$$V_и = H_к M;$$

$$V_в = \frac{H_к}{2}(\mathrm{ctg}\,\alpha_л + \mathrm{ctg}\,\alpha_п).$$

Откуда

$$K_{ср} = \frac{H_к(\mathrm{ctg}\,\alpha_л + \mathrm{ctg}\,\alpha_п)}{2M}.$$

Конечная глубина карьера, при которой средний коэффициент вскрыши равен граничному, может быть определена по выражению

$$H_к = \frac{2K_{гр}M}{\mathrm{ctg}\,\alpha_л + \mathrm{ctg}\,\alpha_п}.$$

При разработке горизонтально залегающих месторождений, если площадь карьера относительно велика, средний коэффициент вскрыши можно определять по выражению (9.1).

Отметим, что средний коэффициент вскрыши не является совершенно надежным критерием для определения глубины и границ карьера, так как значения экономических показателей, рассчитанных по суммарным объемам вскрыши и полезного ископаемого для принимаемой конечной глубины карьера, будут отличаться от средних значений на отдельных этапах разработки.

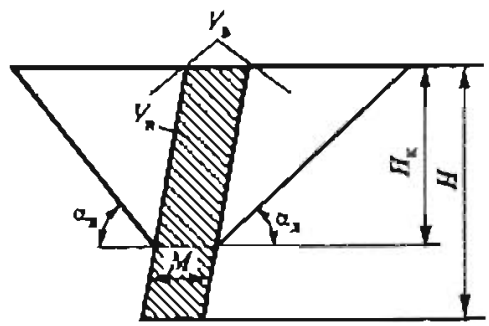


Рис. 9.4. Схема к определению конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши

9.2.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА ПО ТЕКУЩЕМУ КОЭФФИЦИЕНТУ ВСКРЫШИ

Определение конечной глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши является более надежным по сравнению с ее определением по контурному коэффициенту, так как он отражает возможное развитие горных работ в карьере и при этом учитывается принятый вариант вскрытия.

Этот метод также основан на том, что экономически выгодной считают такую глубину, при которой значения текущего и граничного коэффициентов вскрыши равны: $K_т = K_{гр}$.

Однако к определению глубины карьера по условию $K_т = K_{гр}$ следует относиться с осторожностью, так как такой подход не полностью отражает фактическое изменение себестоимости полезного ископаемого. В нем не учтен первоначальный объем вскрышных работ, который влияет на себестоимость полезного ископаемого, поскольку затраты на горно-капитальные работы погашаются на 1 т извлекаемых запасов, и с увеличением объема горно-капитальных работ величина погашения может быть значительной.

9.2.5. ГРАФИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА

Приближенно определить глубину и построить контуры карьера можно графически, пользуясь геологическими поперечными разрезами и значениями граничного, контурного или текущего коэффициента вскрыши.

Графический метод определения конечной глубины карьера по контурному и текущему коэффициентам вскрыши можно применять для сравнительно простых условий при равнинном рельефе или некрутом косогоре при простом залегании залежи и для нескольких залежей более сложного залегания.

При определении глубины открытых работ по контурному коэффициенту вскрыши на ориентировочно возможной глубине карьера измеряют горизонтальную мощность залежи M (рис. 9.5).

От произвольно выбранной точки A на поверхности откладывают горизонтальный отрезок AB, равный произведению $K_{гр}M$, который определяет положение точки B. Из точек A и B под углами откосов бортов карьера на момент погашения $\alpha_в$ и $\alpha_л$ проводят прямые AO и BO.

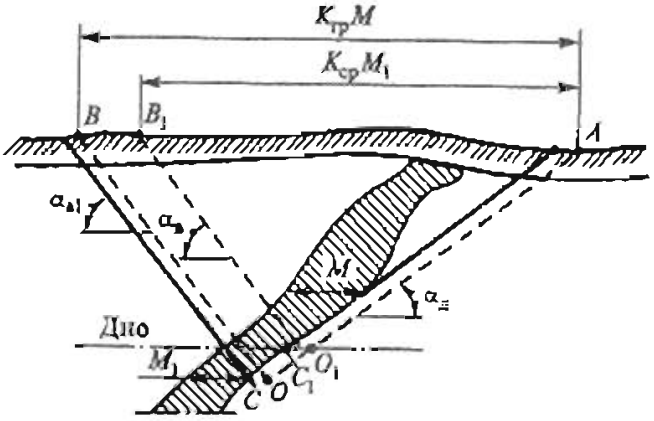


Рис. 9.5. Графическое определение границ карьера по контурному коэффициенту вскрыши

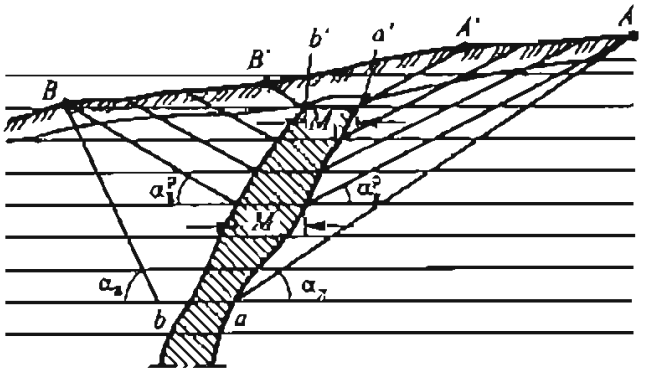


Рис. 9.6. Графическое определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши

Точка пересечения этих прямых O соответствует отметке конечной глубины карьера. Если на уровне точки O горизонтальная мощность залежи M_1 значительно отличается от принятой ранее мощности , то построение повторяют, для чего от точки A откладывают отрезок $AB_1 = K_{гр}M_1$. Отметка вновь полученной точки O_1 обычно соответствует уточненной конечной глубине карьера. Если и в этом случае имеется отличие горизонтальной мощности залежи от принятого, построение повторяют.

Для построения контура карьера высотное положение точки O_1 переносят на лежачий бок залежи (точка C_1) и затем вычерчивают положение дна карьера и действительные контуры откосов его бортов, параллельные вспомогательным линиям AO_1 и B_1O_1. Если с ростом глубины значительно изменяются углы откоса бортов карьера, то под углами $\alpha_в$ и $\alpha_л$ подразумевают углы откоса бортов на исследуемой глубине, а наклонные прямые AO и BO служат только для определения конечной глубины карьера. После установления конечной глубины карьера вычерчивают действительные контуры откосов его бортов.

При наличии нескольких залежей определение глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши осуществляют применительно к одной наиболее мощной, а остальные рассматривают как попутно извлекаемые. Порядок определения глубины карьера в этом случае остается прежним, с той лишь разницей, что в качестве горизонтальной мощности залежи M принимают суммарную горизонтальную мощность всех залежей.

При определении глубины карьера графическим методом по текущему коэффициенту вскрыши геологический поперечный разрез по месторождению условно разбивают горизонтальными прямыми на расчетные горизонты по глубине, равные или кратные высоте уступа (рис. 9.6).

На каждом расчетном горизонте в соответствии с предполагаемым порядком развития работ выбирают и отмечают положение дна разрезной траншеи (точки a', b' и т.д.). Из этих точек под углами откосов рабочих бортов карьера $\alpha_в^р$, $\alpha_л^р$ (ориентировочно 17—20°) проводят наклонные прямые линии $a'A'$; $b'B'$ и т.д. до пересечения с дневной поверхностью. Затем на каждом горизонте замеряют отрезки $A'B'$ и т.д., величины которых делят на соответствующую горизонтальную мощность залежи M_1 и т.д.

Так называемой текущей глубине карьера соответствует горизонт, на котором частное от деления отрезка AB на мощность залежи M равно величине граничного коэффициента вскрыши. Точки A и B при этом принадлежат верхней

бровке конечного контура карьера. Из этих точек под углами откоса бортов на момент погашения карьера $\alpha_в$ и $\alpha_т$ проводят прямые *Aa* и *Bb*. Если пересечение этих прямых произойдет ниже залежи, то из точек, фиксирующих действительное положение дна, под углами $\alpha_в$ и $\alpha_т$ проводят прямые линии до пересечения с дневной поверхностью.

Значение конечной глубины карьера, установленной по текущему коэффициенту вскрыши, часто совпадает со значением, определяемым по контурному коэффициенту вскрыши.

Все рассмотренные способы определения глубины и конечных контуров карьера имеют свою степень точности и предназначены для укрупненных предварительных расчетов.

При детальном проектировании эти параметры устанавливают на основе расчетов основных экономических показателей.

Контрольные вопросы и задания

1. Раскройте содержание задачи определения глубины и контуров карьера.
2. Как определяют глубины и границы карьера при динамическом подходе с использованием экономических показателей?
3. Раскройте и дайте анализ погрешностей определения конечных контуров карьера.
4. Раскройте сущность термина «граничный коэффициент вскрыши».
5. Как определяют глубину карьера по контурному коэффициенту вскрыши?
6. Как определяют глубину карьера по среднему коэффициенту вскрыши?
7. Как определяют глубину карьера по текущему коэффициенту вскрыши?
8. Как определяют глубину и границы карьера графическими методами?

ГЛАВА 10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ — ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

Одним из основных решений, принимаемых при проектировании карьера, является решение, определяющее последовательность отработки запасов месторождения.

В границах контуров объем карьера представляет совокупность отдельных объемов вскрышных пород и полезных ископаемых, имеющих определенное пространственное положение, количественные и качественные характеристики.

При разработке месторождения практически всегда имеются различные технологически возможные варианты последовательности выемки этих объемов, т.е. варианты развития работ. Прежде всего они характеризуются местом заложения начальных горных выработок и направлением развития работ. Поэтому при проектировании развития горных работ в карьере из ряда возможных вариантов должен быть выбран такой, который обеспечивал бы наиболее полное извлечение полезных ископаемых с максимальной эффективностью при строгом выполнении всех требований по безопасному производству работ.

Для определения рационального направления развития работ в карьере с середины 50-х гг. XX в. применяют методы горно-геометрического анализа карьерных полей и исследования режима горных работ.

Горно-геометрический анализ карьерных полей — это совокупность методов изучения месторождения полезных ископаемых или его участка, предназначенного для разработки открытым способом, с помощью которых устанавливают закономерности изменения горно-геометрических показателей разработки по мере развития горных работ.

Он служит основой исследования *режима горных работ* —определение последовательности выполнения вскрышных и добычных работ в карьере, обеспечивающей планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения.

При этом подразумевается, что названной последовательностью определяются объемы работ, места и календарные сроки их проведения. Таким образом, понятие «режим горных работ» идентично понятию «долгосрочный календарный план».

Возможность реализации календарного плана, найденного на основании исследования режима горных работ, должна быть подтверждена сопоставлением необходимых для этого значений скоростей развития работ в плане и в глубину со значениями этих показателей, которые могут быть достигнуты с помощью доступного по проекту числа единиц оборудования.

Считают, что режим горных работ установлен, если найдено положение начальных горных выработок, главное направление развития работ, календарное распределение объемов вскрышных и добычных работ по годам (этапам) разработки карьера, обеспечивающее экономически эффективную разработку месторождения и достижение установленных технических показателей и требований потребителей продукции. Таким образом, в процессе проектирования режима горных работ должны быть определены места заложения начальных горных выработок, выбраны направление и интенсивность развития горных работ в плане (по бортам карьера) и в профиле (в глубину), определен объем горно-строительных работ, сформирован календарный график выполнения вскрышных и добычных работ, отвечающий принятым критериям эффективности.

Режим горных работ неразрывно связан со вскрытием, системой разработки, технологией и механизацией работ, другими важнейшими параметрами карьера. Поэтому специфичность задачи проектирования режима горных работ заключается в том, что все названные и другие важнейшие технические системы и характеристики карьера не только определяются режимом горных работ, но и сами являются основой для его определения. Однако влияние режима горных работ на выбор всех технологических решений следует признать доминирующим.

При исследовании режима горных работ необходимо рассматривать не только различные варианты направления развития работ для какой-либо одной эскизно принятой технологии разработки месторождения и механизации выполнения горных работ, но и варианты, отличающиеся друг от друга самими технологиями и техническими средствами их реализации.

Решение задачи определения рациональной последовательности отработки запасов месторождения основывается на выявлении объективных характеристик разработки месторождения — значениях средних и контурных содержаний полезных компонентов, средних, контурных и текущих коэффициентов вскрыши или горной массы, абсолютных значениях объемов полезного ископаемого и горной массы в отдельных слоях, по этапам разработки и в целом по карьеру при различном положении границ. Однако рациональный вариант выбирают по

критериям, позволяющим интегрально оценить эффективность различных вариантов на основании сопоставления их технических, экономических, экологических и других показателей.

Необходимо отметить, что до настоящего времени не разработаны точные методы решения задачи определения рациональной последовательности отработки запасов месторождения в конечных контурах карьера.

Поэтому сохраняют свое значение эвристические приближенные методы выбора решения.

10.1. Методика горно-геометрического анализа карьерных полей

Исходным материалом для горно-геометрического анализа в зависимости от типа и сложности месторождения служат вертикальные геологические сечения месторождения, погоризонтные планы или топографические планы с нанесенными изомощностями или изолиниями поверхностей пород и полезного ископаемого, выполненные в масштабах 1:2000, 1:1000 или 1:500.

Порядок проведения горно-геометрического анализа следующий:

1. Эскизно намечают основные технологические решения открытой разработки месторождения (схему вскрытия, систему разработки, технологию, механизацию работ и т.д.) и на основании этого ориентировочно устанавливают углы откосов бортов карьера: рабочего, нерабочего и на момент погашения. На стадии горно-геометрического анализа значения этих углов можно принимать в следующих диапазонах:

- угол откоса рабочего борта карьера — 7—17° (в большинстве случаев 10—12°);
- угол откоса нерабочего борта карьера — от 15—20° до 45—55°;
- угол откоса бортов карьера на момент погашения горных работ — 25—55° в зависимости от физико-механических свойств пород, принятой технологии разработки и механизации работ.

Точные значения углов устанавливают после принятия основных технологических решений.

2. Определяют глубину и контуры карьера (проектом может предусматриваться отработка карьера этапами (участками, зонами) по глубине или по простиранию с изменением по мере отработки этапов вариантов вскрытия, систем разработки, технологии и механизации работ; в этом случае углы откосов бортов можно устанавливать для каждого этапа отдельно).

3. Устанавливают положения площадок уступов для каждого этапа развития горных работ.

4. Определяют ширину разрезной траншеи.

5. Намечают место начала и направление развития горных работ, для чего фиксируют положение дна разрезной траншеи на каждом этапе.

При использовании вертикальных геологических сечений — разрезов (рис. 10.1) положение площадок уступов показано горизонтальными линиями $-h$, $-2h$, ..., $-6h$, а положение дна разрезной траншеи при ширине $Ш_т$ на каждом этапе отрезками a_1a_2, $б_1б_2$, ..., $КЛ$.

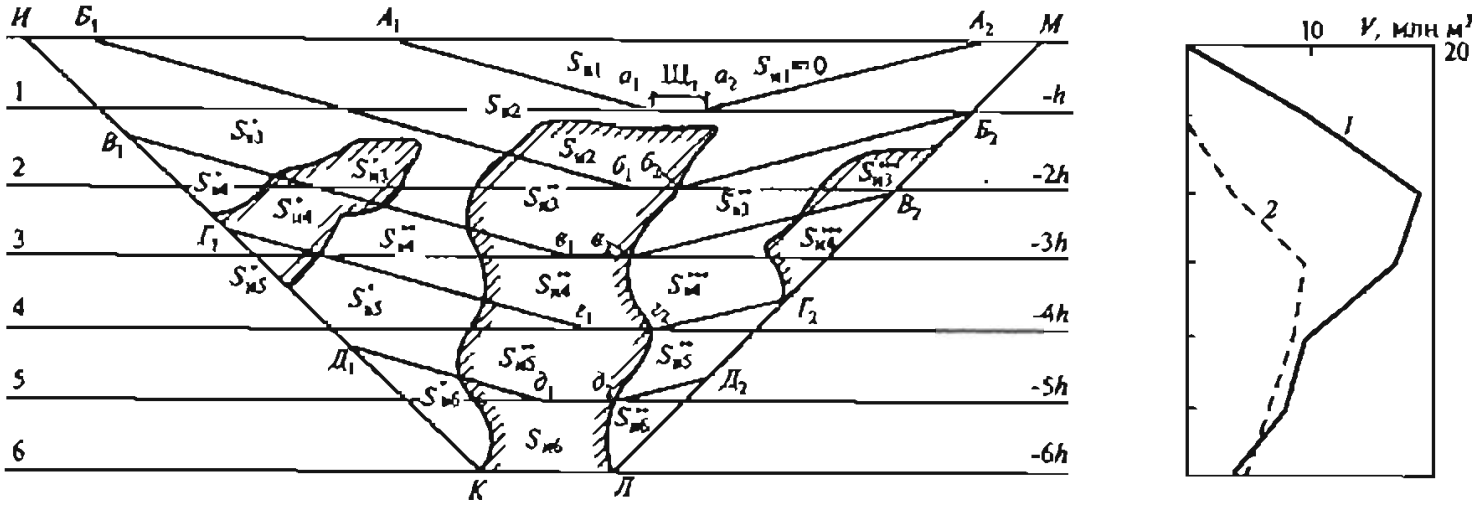


Рис 10.1. Построение графика горно-геометрического анализа $V = f(H)$ для крутопадающих месторождений

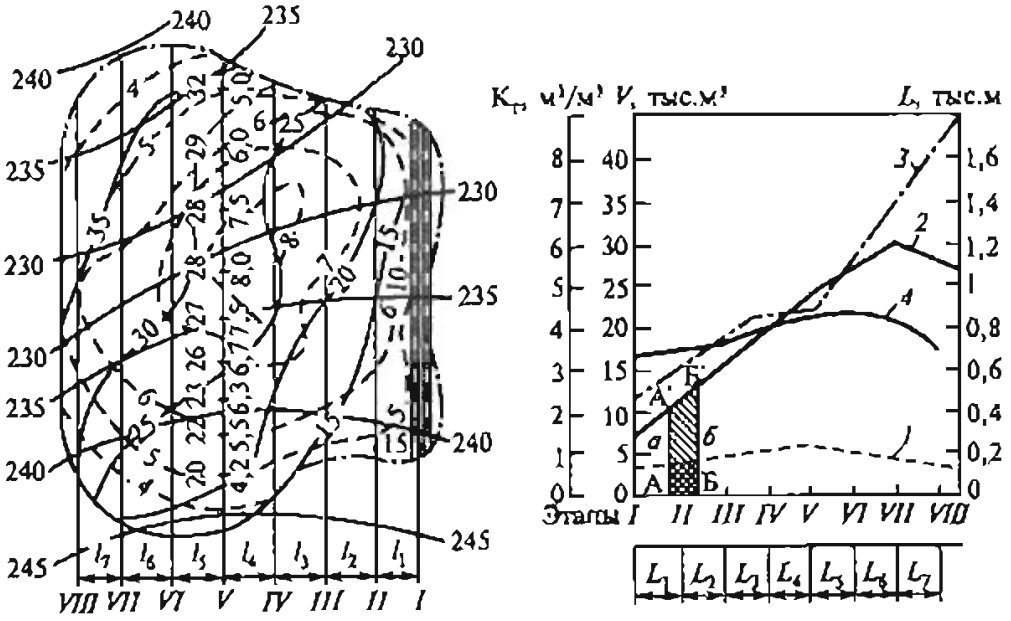


Рис. 10.2 Построение графика горно-геометрического анализа $V=f(L)$ для горизонтальной залежи:

1 — объем полезного ископаемого; *2* — объем вскрышных пород; *3* — текущий коэффициент вскрыши; *4* — протяженность фронта работ; *V* — объем при подвигании фронта работ на 1 м; *L* — протяженность фронта

При горизонтальных и пологих залежах горно-геометрический анализ, как правило, проводят по топографическим планам с нанесенными линиями изомощностей вскрыши и полезного ископаемого.

В этом случае начальное положение разрезной траншеи и положения этапов работ отмечают на чертеже параллельными линиями (рис. 10.2, линии *I*, *II*, ..., *VIII*).

6. На исходный чертеж наносят линии положений горных работ для каждого этапа. Для этого при использовании разрезов от нижних бровок разрезных траншей на каждом горизонте проводят линии под углами откосов рабочих бортов до встречи с линией поверхности земли или конечным контуром карьера (см. рис. 10.1; линии a_1A_1; a_2A_2; ...; $б_2Д_2$).

На рис. 10.1 поуступный профиль борта заменен результирующей линией откоса, что допустимо при одинаковой ширине рабочих площадок. Профили бортов могут быть также вычерчены ломаными и криволинейными.

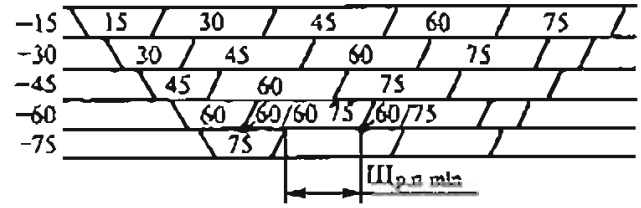
При использовании погоризонтных планов контуры въездной и разрезной траншей и линии последовательных положений фронта горных работ на каждом горизонте задают положением нижних бровок откосов. Эти линии наносят так, чтобы обеспечить возможность вскрытия и подготовки смежного нижележащего уступа при сохранении рабочих площадок не меньше минимальной ширины.

Работу выполняют последовательно, начиная с нижнего рассматриваемого горизонта карьера. Для неглубоких карьеров с небольшим сроком службы анализ начинают с дна карьера. Для глубоких карьеров целесообразно анализировать лишь верхние горизонты, отрабатываемые в пределах 10—15-летнего срока.

Порядок работы следующий.

На поперечном сечении карьера (рис. 10.3) наносят текущие контуры горных работ, которые удобно обозначать числами, первое из которых означает горизонт горных работ, а второе — горизонт подготовки. Например, на горизонте −60 м линия фронта (след линии фронта на рис. 10.3 вырождается в точку), обсе-

Рис. 10.3. Поперечное сечение карьера с текущими контурами горных работ



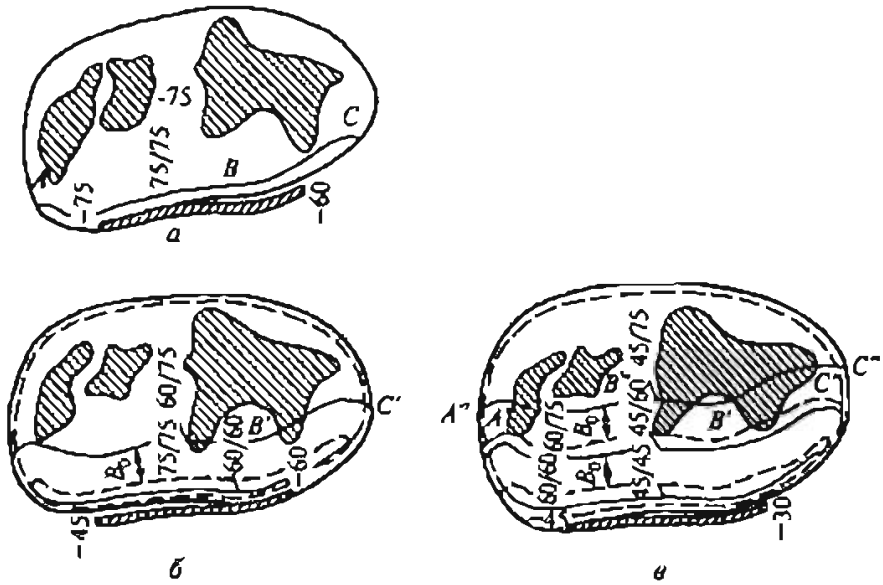


Рис 10.4 Планы развития горных работ на горизонтах −75 м (*а*); −60 м (*б*), −45 м (*в*)

печивающая подготовку этого горизонта, обозначена 60/60, а линия фронта работ на этом горизонте, обеспечивающая подготовку нижнего горизонта (−75 м), −60/75 и т.д.

Подготовка самого нижнего горизонта −75 м заканчивается проведением на него въездной и далее — разрезной траншей. Исходя из этого, на план горизонта −75 м наносят контуры въездной и разрезной траншей (рис. 10.4, *а*). Таким образом, линия первоначального фронта работ на данном горизонте будет изображена линией *ABC* (75/75), а объем работ будет равен объему въездной и разрезной траншей.

Для того чтобы обеспечить возможность вскрытия горизонта −75 м, необходимо, чтобы на вышележащем горизонте −60 м было создано определенное выработанное пространство. Его размер определяется расстоянием между фронтами работ на смежных уступах. Другими словами, для вскрытия горизонта −75 м необходимо, чтобы линия фронта работ на вышележащем горизонте −60 м отстояла от линии фронта работ на нижерасположенном горизонте на минимальную ширину рабочей площадки $Ш_{р.п\ min}$ и величину горизонтальной проекции откоса уступа $h\ \mathrm{tg}\ \alpha$

$$B_0 = Ш_{р.п\ min} + h\ \mathrm{c}\ \mathrm{tg}\ \alpha,$$

где B_0 — горизонтальное расстояние между линиями фронтов работ на смежных уступах, м.

Для определения положения линии фронта работ на горизонте —60 м его погоризонтный план совмещают с планом горизонта —75 м. На план горизонта —60 м (рис. 10.4, *б*) наносят контуры въездной и разрезной траншей (линия 60/60), а также с плана горизонта —75 м переносят линию *ABC* (показана пунктиром). По этой линии формируют линию фронта работ на горизонте —60 м *A′ B′ C′*, отстоящую от линии *ABC* на величину B_0. Эта линия показывает, в каком положении должен находиться фронт работ на горизонте —60 м, чтобы обеспечить возможность подготовки горизонта —75 м.

При формировании линий фронтов работ необходимо выдерживать ограничение, состоящее в том, чтобы их кривизна не превосходила минимально допустимый радиус поворота трасс намечаемого к применению транспорта.

На план следующего вышележащего горизонта —45 м (рис. 10.4, *в*) наносят контуры въездной и разрезной траншей (линия 45/45), обеспечивающие подготовку этого горизонта. Затем совмещают план горизонта —45 м с планом горизонта —60 м и по линии *A′ B′ C′* формируют линию *A″ B″ C″*, отстоящую от первой на величину B_0. Эта линия показывает, в каком положении должна находиться линия фронта работ на горизонте —45 м, чтобы обеспечить возможность подготовки горизонта —75 м.

Аналогично осуществляют построения на погоризонтных планах всех других вышележащих горизонтов.

Таким образом, общая площадь отработки на каждом горизонте оказывается разбитой на участки, обозначенные отметками тех горизонтов, для подготовки которых необходимо отработать эти участки на данном горизонте.

Площади этих участков с разбивкой по сортам и типам полезных ископаемых группируют по соответствующим этапам горных работ.

7. По чертежу определяют площади, мм^2, вскрышных пород $S_в$ и полезного ископаемого $S_и$ между смежными положениями границ этапов. Результаты измерения по рис. 10.1 приведены в табл. 10.1.

Таблица 10.1

Подсчет площадей и коэффициентов вскрыши по графику

Показатели	Отметка дна, м					
	$-h$	$-2h$	$-3h$	$-4h$	$-5h$	$-6h$
Этапы работы	1	2	3	4	5	6
Вскрышные породы:						
площадь этапа, мм^2	1000	1900	1620	930	770	380
объем, млн м^3	1000	1900	1620	930	770	380
суммарная площадь, мм^2	1000	2900	4520	5450	6220	6600
объем, млн м^3	1000	2900	4520	5450	6220	6600
Полезное ископаемое:						
площадь, мм^2	0	330	840	830	660	390
объем, млн м^3	0	330	840	830	660	390
суммарная площадь, мм^2	0	330	1170	2000	2660	3050
объем, млн м^3	0	330	1170	2000	2660	3050
Средний коэффициент вскрыши, м^3/м^3	—	8,8	5,4	2,7	2,3	2,2

Показатели получены следующим образом:

этап 1: положение границ — $A_1a_1a_2A_2$, $S_{в1} = 1000$; $S_{и1} = 0$;

этап 2: $Б_1A_1a_1a_2A_2MБ_2б_2б_1Б_1$, $S_{в2} = 1900$; $S_{и2} = 330$;

этап 3: $ИБ_1б_1б_2Б_2В_2в_2в_1В_1И$, $S_{в3} = S'_{в3} + S''_{в3} = 1100 + 520 = 1620$;

$S_{и3} = S'_{и3} + S''_{и3} + S'''_{и3} = 200 + 470 + 170 = 840$;

этап 4: $В_1в_1в_2В_2Г_2г_2г_1Г_1В_1$, $S_{в4} = S'_{в4} + S''_{в4} + S'''_{в4} = 190 + 310 + 430 = 930$;

$S_{и4} = S'_{и4} + S''_{и4} + S'''_{и4} = 230 + 460 + 140 = 830$;

этап 5: $Г_1г_1г_2Г_2Д_2д_2д_1Д_1Г_1$, $S_{в5} = S'_{в5} + S''_{в5} = 510 + 260 = 770$;

$S_{и5} = S'_{и5} + S''_{и5} = 110 + 550 = 660$;

этап 6: $Д_1д_1д_2Д_2ЛКД_1$, $S_{в6} = S'_{в6} + S''_{в6} = 240 + 140 = 380$; $S_{и6} = 390$.

8. Находят поэтапные объемы вскрыши и полезного ископаемого в м^3 с учетом масштаба чертежа и размеров измеряемых блоков.

9. Определяют суммарные этапные объемы вскрыши и полезного ископаемого по всему месторождению путем раздельного сложения этих показателей для соответствующих этапов

10. По полученным значениям строят сводный график зависимости извлекаемых объемов от положения горных работ $V = f(H)$ (для крутопадающих и наклонных месторождений) и $V = f(L)$ (для горизонтальных и пологопадающих месторождений). На этом графике по одной из осей откладывают положения (этапы) работ, а по другой — соответствующие им объемы вскрышных пород и полезного ископаемого.

Аналогично строят графики и для других вариантов начального положения горных работ и направлений их развития.

Графики объемов вскрыши и полезного ископаемого, извлекаемых по этапам, можно строить раздельно по бортам или отдельным зонам, сортам полезного ископаемого, что позволяет более конкретно исследовать характер их изменения.

При наличии в полезном ископаемом пустых пород, извлекаемых раздельно, их объем может быть вычислен по величине среднего содержания (в процентах) с последующим соответствующим уменьшением ординат полезного ископаемого.

Кроме того, могут быть рассчитаны и нанесены на график значения текущих и средних коэффициентов вскрыши и другие показатели.

10.2. Построение календарного графика разработки месторождения

Календарный график горных работ $V = f(T)$ получают путем преобразования (трансформации) графиков горно-геометрического анализа $V = f(H)$ или $V = f(L)$. Его построение основано на определении периодов отработки этапов (объемов между двумя смежными положениями бортов карьера).

Период отработки этапа t_x (годы) определяется как частное от деления объема полезного ископаемого данного этапа $V_и$ (найденного при горно-геометрическом анализе) на производительность карьера по полезному ископаемому в рассматриваемый период Q_x, которая считается заданной:

$$t_x = V_и / Q_x.$$

По найденным для всех этапов срокам их отработки строят календарный график горных работ (рис. 10.5), на котором ординатой полезного ископаемого в каждый момент является годовая производительность карьера.

По значениям t_x могут быть рассчитаны скорость углубления горных работ (при разработке крутопадающих залежей) или скорость подвигания горных работ (при разработке горизонтальных залежей) (см. рис. 10.5).

Для установления момента начала добычных работ и календарного распределения вскрышных работ на период эксплуатации в графике объемов вскрышных работ должны быть учтены периоды строительства, эксплуатации и свертывания работ.

Продолжительность периода строительства определяется объемом горно-строительных работ и производительностью комплексов оборудования, используемого для их выполнения, технологией и организацией работ. Объем горно-строительных работ складывается из объема вскрывающих выработок, обеспечивающих грузотранспортную связь рабочих уступов с поверхностью и формирующих первоначальный фронт горных работ, и объема вскрышных работ по созданию установленного количества вскрытых запасов. Эти объемы определяют при горно-геометрическом анализе карьерного поля.

По ним находят продолжительность периода строительства до сдачи карьера в эксплуатацию и освоения проектной производительности, а также объемы попутно добываемого полезного ископаемого и вскрыши. Все найденные величины откладывают от начала координат по соответствующим осям на календарном графике

Для периода эксплуатации годовые объемы вскрышных работ определяют делением этапных объемов вскрыши на срок отработки этапа t_x. Эти годовые объемы откладывают на календарном графике в виде ординат в середине периода отработки данного этапа. Ординаты производительности карьера по вскрыше также могут быть найдены умножением ординат производительности карьера по полезному ископаемому на величину текущего коэффициента вскрыши для каждого периода t_x, определенного по сводным графикам режима. Более точно

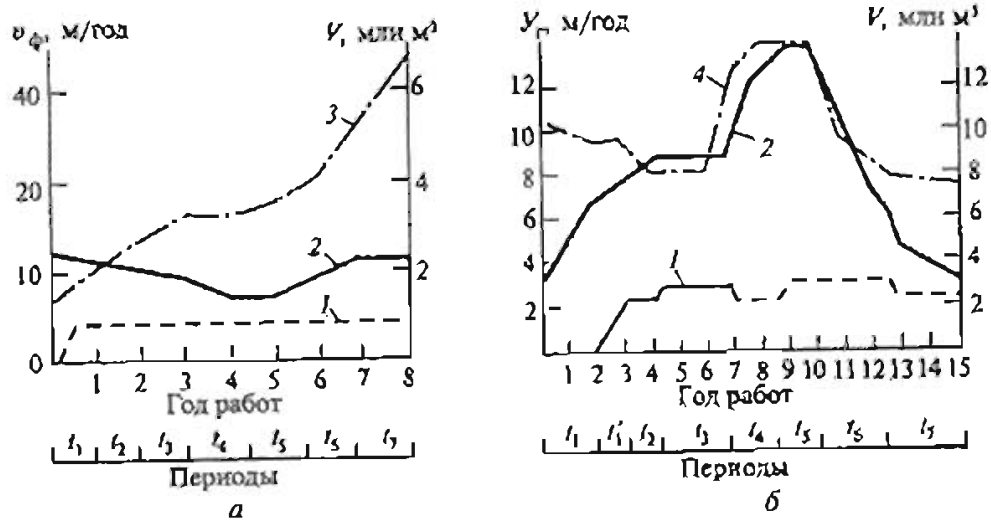


Рис. 10.5. Календарный график горных работ при разработке горизонтальной (*а*) и крутопадающей (*б*) залежей:

1 и *2* — объемы добычных и вскрышных работ; *3* и *4* — скорость подвигания фронта и темп углубления горных работ

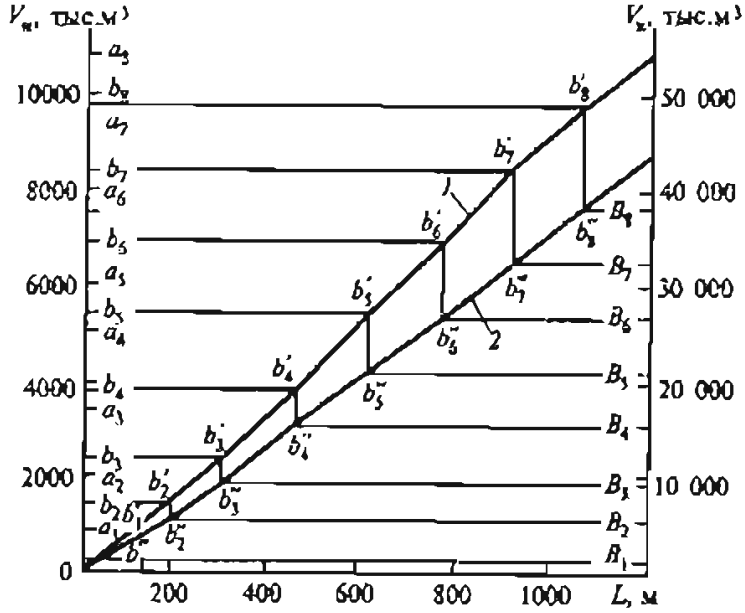


Рис. 10.6. Графики объемов полезного ископаемого $V_п(1)$ и вскрыши $V_в(2)$ нарастающим итогом

годовые объемы вскрышных работ следует устанавливать с учетом наличия необходимого объема вскрытых запасов. Для этого по сводному графику режима (например, разработки пологой залежи) вычисляют поэтапные и нарастающим итогом объемы полезного ископаемого и вскрышных пород, которые заносят в табл. 10.2.

Объемы нарастающим итогом откладывают на графике (рис. 10.6): по левой вертикальной шкале — объемы полезного ископаемого, а по правой — объемы вскрыши. По горизонтальной оси откладывают положение фронта горных работ L. Следовательно, график показывает для каждого этапа извлекаемые объемы полезного ископаемого и вскрыши с начала разработки.

Таблица 10.2

Объемы горных пород по этапам и нарастающим итогом

Показатели	Номер этапа					
	1	2	3	4	5	6
Этапы горных работ, м	0—200	200—400	400—600	600—800	800—1000	1000—1200
Объем полезного ископаемого по этапам, тыс. м³	1500	1800	2000	1900	2100	1600
Объем полезного ископаемого нарастающим итогом $\Sigma V_п$, тыс. м³	1500	3300	5300	7200	9300	10 900
Объем вскрышных пород по этапам $V_в$, тыс. м³	6000	7200	7500	7100	7600	8000
Объем вскрышных пород нарастающим итогом $\Sigma V_в$, тыс. м³	60 000	13 200	20 700	27 800	35 800	43 400

В табл. 10.3 для каждого года эксплуатации заносят планируемый объем добычи полезного ископаемого и необходимые объемы вскрытых запасов. Годовые объемы вскрышных работ с учетом необходимого объема вскрытых запасов определяют по графику (см. рис 10.6) в следующей последовательности.

1. На шкале полезного ископаемого откладывают годовые объемы добычных работ (отрезки $0 - a_1$, $a_1 - a_2$, $a_2 - a_3$ и т.д.) и планируемые на конец каждого года объемы вскрытых запасов ($a_1 - b_1$, $a_2 - b_2$, $a_3 - b_3$). Можно откладывать также годовые объемы добычных работ с учетом вскрытых запасов — отрезки $0 - b_1$, $a_1 - b_2$ и т.д.

Таблица 10.3

Годовые объемы добычных и вскрышных работ

Показатели	Год работы								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Плановые годовые объемы добычных работ, тыс. м^3	—	1000	1000	1500	1500	1500	1500	1500	1400
Планируемые объемы вскрытых запасов на начало следующего года, тыс. м^3	250	250	250	400	400	400	40	350	—
Годовые объемы вскрышных работ, тыс. м^3	1000	4000	4500	5500	6000	6000	5000	6400	5000

2. От точек b_1, b_2, b_3, ... проводят горизонтальные линии до пересечения с графиком *1* (точки b_1', b_2', b_3', ...). Проекции этих точек на горизонтальную ось показывают положение вскрышных работ с учетом вскрытых запасов, а на графике *2* (точки b_1'', b_2'', b_3'', ...) — объемы вскрышных работ нарастающим итогом с учетом необходимого объема вскрытых запасов, которые измеряются отрезками $0 - B_1$, $B_1 - B_2$, $B_2 - B_3$, ... Эти объемы заносят в табл. 10.3.

Описанная методика преобразования графиков горно-геометрического анализа $V = f(H)$ и $V = f(L)$ в график $V = f(T)$ позволяет получить календарные графики вскрышных работ, которые однозначно определяются производительностью карьера по полезному ископаемому и поэтапно извлекаемыми объемами вскрышных пород и полезного ископаемого.

На таких календарных графиках, как правило, отражаются существенные колебания объемов вскрышных работ по периодам разработки. В реальных условиях неравномерность режима горных работ может быть еще большей из-за невыдержанности элементов залегания полезного ископаемого (мощности, углов падения), наличия геологических нарушений, неравномерности содержания полезных компонентов в залежи и других причин.

Работа карьера с неравномерным режимом не позволяет обеспечить эффективное использование горного и транспортного оборудования, людских ресурсов Поэтому полученные в результате трансформации календарные графики вскрышных работ не могут быть приняты в качестве окончательного варианта, их следует рассматривать как исходный материал для направленного формирования рационального, по принятому критерию, календарного графика.

10.3. Построение рационального календарного графика горных работ

Проектной практикой и многими исследованиями доказано, что экономически целесообразно организовывать работу карьера таким образом, чтобы его производительность по полезному ископаемому и горной массе выдерживалась постоянной в течение достаточно длительных периодов времени, т.е. чтобы работа в эти периоды характеризовалась постоянными значениями эксплуатационного коэффициента вскрыши.

Календарный график разработки, обладающий такими характеристиками, может быть получен только в частном случае — при разработке горизонтальных выдержанных по мощности залежей, равнинном рельефе местности и применении одной системы разработки с постоянными параметрами — длиной фронта работ, высотой уступов и шириной рабочих площадок. В других условиях залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений и при изменении параметров системы разработки, а также для наклонных и крутопадающих залежей первоначальный календарный график, как правило, имеет существенные колебания объемов вскрышных работ по периодам разработки.

Поэтому возникает необходимость его выравнивания и приведения к определенному виду — рациональному календарному графику, работа по которому должна обеспечивать быстрое достижение и надежное поддержание установленной производительности карьера по всем видам полезных ископаемых и по возможности — производительность по вскрыше без резких колебаний в относительно длительные периоды времени. Этого достигают путем переноса пиковых объемов вскрышных работ на другие периоды разработки.

Принципиально возможны три способа выравнивания календарного графика:

- уменьшением на период пиковых объемов вскрыши производительности карьера по полезному ископаемому (рис. 10.7, *а*);
- переносом выполнения части пиковых объемов вскрыши на более поздние (рис. 10.7, *б*) или ранние периоды (рис. 10.7, *в*).

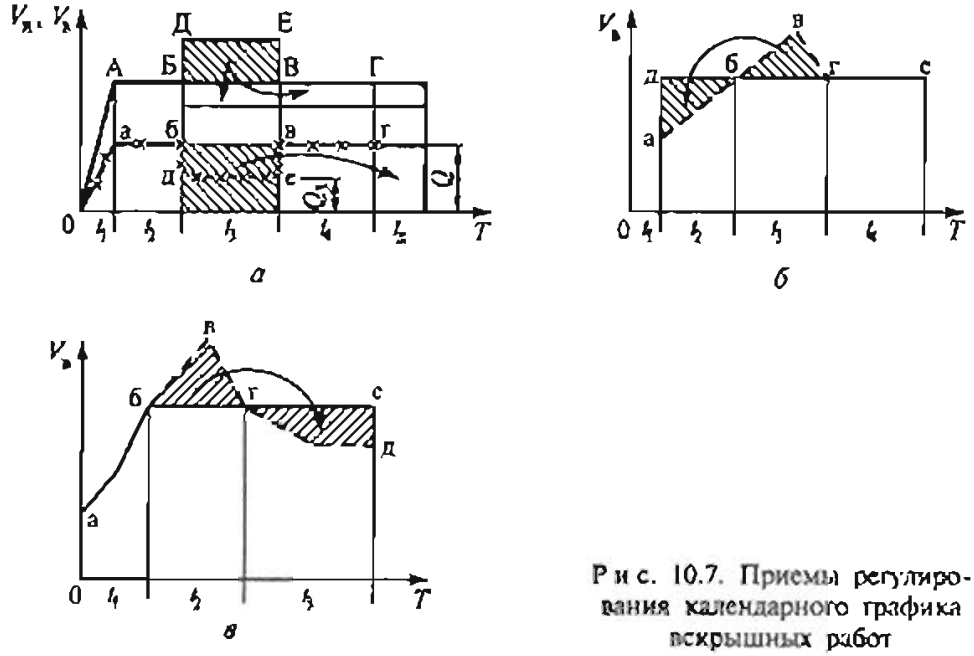


Рис. 10.7. Приемы регулирования календарного графика вскрышных работ

В первом случае снижение ежегодных объемов вскрыши на этапе t_3 (см. рис. 10.7, *а*) возможно за счет снижения производительности по полезному ископаемому до уровня Q_3, при сохранении первоначально принятой производительности Q в дальнейшем. Теоретически это должно вести к удлинению первоначально принятого периода отработки на величину t_4. Естественно, что изменение производительности по полезному ископаемому должно быть согласовано с потребителями продукции и предусмотрено в экономической деятельности предприятия.

Во втором случае (см. рис. 10.7, *б*) часть объемов вскрышных работ (площадь бвг) переносят с периода t_2 на период t_3. За период t_3 производительность карьера по вскрыше увеличивается, а в целом на протяжении периода $t_2 + t_3$ ее можно считать постоянной (линия бге).

В третьем случае производительность карьера по вскрыше в период t_2 искусственно увеличивают до установленного уровня (см. рис. 10.7, *в*).

Перенос пиковых объемов вскрышных работ следует осуществлять исходя из условия равенства объемов по первоначальному и отрегулированному календарным графикам. Это выражается тем, что площади над отрегулированным и первоначальным графиками должны быть равны площадям под ними.

Кажущаяся простота работ на графике сопряжена с необходимостью изменения принятой технологии и организации работ, числа единиц используемой горной техники и, как следствие этого, неизбежно влечет за собой изменение экономических показателей разработки. Во всех случаях предлагаемые варианты выравнивания пиковых объемов вскрышных работ требуют глубокого технического и экономического обоснования.

Рациональный календарный график (план) разработки месторождения характеризуется такими значениями производительности предприятия на отдельных этапах и их продолжительности, которые соответствовали бы финансовой обеспеченности его деятельности, т.е. позволяли бы иметь неотрицательные значения накопленного сальдо (накопленного эффекта).

Удорожание горных работ по мере углубления карьера уменьшает значение этого показателя и в определенный момент времени становится невозможно поддерживать его на приемлемом уровне с помощью применяемой техники и технологии разработки. Именно в этот момент становится неизбежной реконструкция предприятия.

Ее главная цель — достижение неотрицательных значений накопленного сальдо при дальнейшей разработке месторождения. Она может быть достигнута внесением существенных корректив в технологию, механизацию и организацию работ без изменения качественных показателей добываемых полезных ископаемых.

Другой путь — диверсификация производства — расширение спектра выпускаемой продукции, что неизбежно имеет следствием улучшение показателей эффективности использования недр. Этот путь более предпочтителен.

Таким образом, по календарному графику должны быть определены этапы развития горных работ.

Рациональную продолжительность этапа по организационно-техническим и экономическим факторам рекомендуется устанавливать в диапазоне 7—12 лет. Ее, как правило, увязывают со сроками амортизации основного оборудования.

10.4. Определение области возможной корректировки графика режима горных работ

Первоначальные календарные графики, построенные для определенного варианта вскрытия карьерного поля, технологии и порядка развития горных работ и соответствующих им углов наклона бортов карьера, положений дна разрезной траншеи по этапам, выражают зависимость $V = f(T)$, соответствующую только этим технологическим решениям. Любое регулирование этих графиков неизбежно сопряжено с необходимостью внесения соответствующих изменений в исходные условия, в первую очередь это касается размеров и положений дна разрезной траншеи по этапам, углов откосов рабочих бортов, т.е. вариантов вскрытия, развития работ и технологических схем отработки уступов. Характер и объем корректировки графиков могут существенно отличаться в зависимости от различий между первоначальным и искомым рациональным календарными графиками и не всегда могут быть определены по субъективным соображениям.

Устанавливать диапазон корректировки календарных графиков объемов вскрышных работ и продолжительность этапов работ (для принятого варианта вскрытия, направления развития работ и технологии разработки) можно по графикам $V_в = f(V_р)$, построенным на основании исследования двух крайних случаев отработки карьера с максимальным ($\alpha_{р\,max}$) и минимальным ($\alpha_р \to 0$) углами наклона рабочего борта.

При $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ вскрышные и добычные работы осуществляют на максимальном числе рабочих уступов с сохранением рабочих площадок минимальной ширины (рис. 10.8). Угол откоса рабочего борта постоянен и равен максимально допустимому:

$$\operatorname{tg} \alpha_{max} = \frac{h}{h \operatorname{tg} \alpha + Ш_{р.п\,min}},$$

где $Ш_{р.п\,min}$ — минимально допустимая в данных условиях ширина рабочей площадки, м.

Вариант развития работ с $\alpha_р \to 0$ по существу представляет собой слоевую разработку, когда уступы отрабатывают поочередно один за другим до границ карьера. Рабочие площадки в этом случае максимальны (см. рис. 10.8), а угол откоса рабочего борта будет близок к нулю.

Порядок построения графиков $V_в = f(V_р)$ следующий.

1. Эскизно намечают основные технологические решения открытой разработки месторождения (глубину карьера, вариант вскрытия, направление развития работ, технологию и механизацию работ) и определяют соответствующие параметры: ширину и положение дна траншеи на каждом горизонте, минимальную ширину рабочей площадки, высоту уступа, углы наклона бортов карьера: рабочего, нерабочего, на момент погашения.

2. На поперечный геологический разрез наносят конечные контуры карьера, линии горизонтов, положения дна разрезной траншеи и рабочих бортов карьера при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $\alpha_р \to 0$ на каждом горизонте.

3. Измеряют площади вскрышных пород и полезного ископаемого по этапам намеченного развития горных работ раздельно для случаев работы с $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $\alpha_р \to 0$.

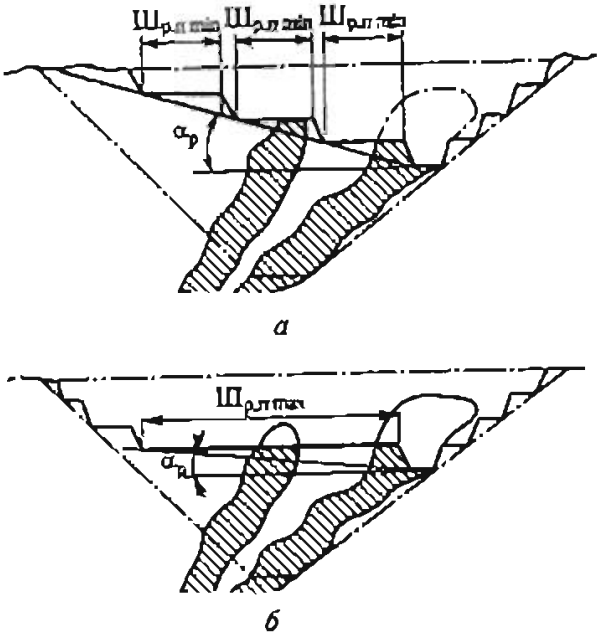


Рис. 10.8. Крайние случаи развития работ:

а — при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$; *б* — при $\alpha_р \to 0$

4. Подсчитывают поэтапно извлекаемые объемы вскрышных пород и полезного ископаемого путем умножения соответствующих площадей (измеренных по геологическому разрезу, этап 3) на расстояние по перпендикуляру, проведенному к плоскости геологического разреза до встречи с торцевой поверхностью карьера.

5. Делением суммарных с начала разработки объемов вскрышных пород на объемы полезного ископаемого находят значения средних коэффициентов вскрыши.

6. Полученные результаты заносят в табл. 10.4

Таблица 10.4

Объемы пород вскрыши и полезного ископаемого по горизонтам

Горизонт разработки	Площадь вскрыши, м²	Площадь полезного ископаемого, м²	Расстояние до торцевой поверхности карьера, м	Суммарные объемы вскрыши, м³	Суммарные объемы полезного ископаемого, м³	Значения средних коэффициентов вскрыши

7. По полученным значениям строят графики $V''_в = f(V''_н)$ при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $V''_в = f(V''_н)$ при $\alpha_р \to 0$ (рис. 10.9). Для этого для каждого этапа откладывают нарастающим итогом объемы: по оси ординат — вскрыши, а по оси абсцисс — полезного ископаемого и соединяют соответствующие точки.

Эти графики ограничивают область возможных соотношений объемов вскрышных и добычных работ при разработке карьера с различными углами наклона бортов, т.е. с различными значениями ширины рабочей площадки, которые могут быть установлены при проектировании

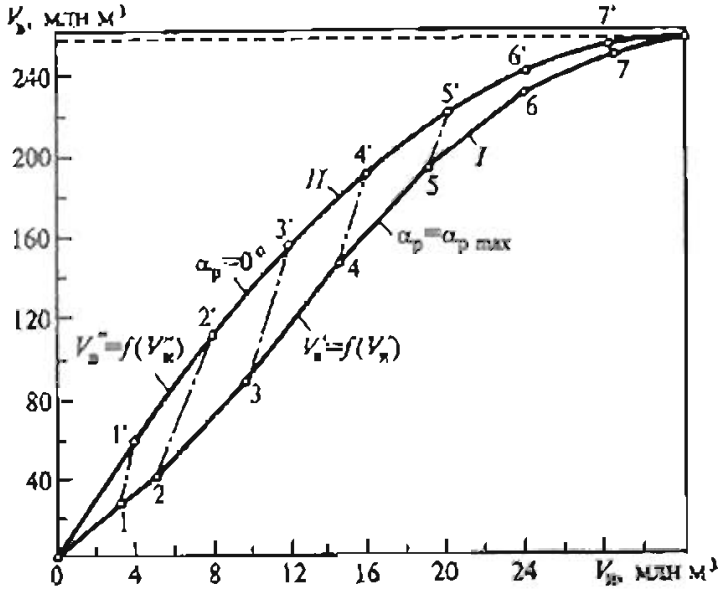


Рис. 10.9 Графики соотношений объемов вскрышных и добычных работ $V = f(V_и)$ при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ (*I*) и $\alpha_р \to 0$ (*II*):

1, *1'*; *2*, *2'*; ...; *7*, *7'* — номера этапов

Следует подчеркнуть, что кривая $V_в'' = f(V_и'')$ для $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ действительна только для одного варианта развития работ, который был принят при ее построении. При анализе других вариантов вскрытия и развития работ необходимо строить соответствующие им кривые.

По полученным графикам можно определять коэффициент вскрыши. Он соответствует тангенсу угла наклона касательной к кривой $V_в = f(V_и)$ в данной точке. Работу с постоянным коэффициентом вскрыши отражает прямая линия, находящаяся в пределах зоны, ограниченной кривыми.

Определение возможных соотношений объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, числа и продолжительности периодов, когда работу можно вести с постоянным эксплуатационным коэффициентом вскрыши, осуществляется проведением ломаной линии в пределах области, ограниченной кривыми $V_в' = f(V_и')$ и $V_в'' = f(V_и'')$. Естественно, что в пределах этой области может быть проведена целая серия таких ломаных линий. Выбор той или иной из них нельзя осуществлять произвольно, он должен опираться на глубокий анализ всех факторов, определяющих эффективность отработки месторождения.

Вместе с тем из-за разнообразия условий залегания месторождения и возможности применения при их разработке большого числа вариантов вскрытия, направления развития и технологии ведения работ кривые $V_в = f(V_и)$, построенные для случаев $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $\alpha_р \to 0$, не всегда позволяют точно установить возможную область изменения соотношений объемов вскрыши и полезного ископаемого

Это происходит, когда кривые $V_в = f(V_и)$ для $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $\alpha_р \to 0$ пересекаются или же располагаются очень близко друг к другу.

В некоторых случаях, приняв линию откоса рабочего борта карьера в виде ломаной линии, можно расширить область значений функции $V_в = f(V_и)$. При этом необходимо учитывать взаимосвязь скоростей продвижения рабочих уступов и углубления горных работ. Так, при работе с $\alpha_р = \alpha_{0-max}$ значительно снижаются возможные скорость углубления горных работ и производительность карьера.

В этом случае обеспечиваются минимальные значения эксплуатационного коэффициента вскрыши, так как горные работы развиваются по принципу максимальной выемки полезного ископаемого при данной глубине карьера.

Описанная методика установления диапазона регулирования объемов вскрышных и добычных работ, числа и продолжительности этапов разработки карьера основана на использовании в качестве критерия оптимизации режима горных работ постоянного по периодам отработки среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши. Такой критерий применим при анализе вариантов разработки однородных месторождений, когда горная масса однозначно разделяется на полезное ископаемое и вскрышу. При проектировании разработки комплексных месторождений вместо среднеэксплуатационного коэффициента вскрыши в качестве критерия необходимо использовать *коэффициент выемки*, который представляет собой долю объема данной породы V_i в общем объеме вынимаемой из карьера горной массы:

$$k_i = V_i / V_{г.м}.$$

При оценке доли полезного ископаемого используют *коэффициент добычи*, при оценке доли вскрышных пород — *коэффициент отходов*. Если из карьера добывают три полезных ископаемых, то

$$k_1 + k_2 + k_3 + k_0 = 1.$$

Если добывают одно полезное ископаемое, то связь коэффициентов добычи и вскрыши выражается соотношениями

$$k_з = 1/(1 + K);$$

$$K = \frac{1}{k_з} - 1.$$

При использовании названных критериев могут быть построены графики $V_и = f(V_{г.м})$ зависимости нарастающих объемов полезного ископаемого от нарастающих объемов горной массы, вынимаемых по мере углубления карьера (рис. 10.10), также для двух случаев (при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$ и $\alpha_р \to 0$). Область, ограниченная этими графиками, является зоной возможных решений. Наклон кривых к гори-

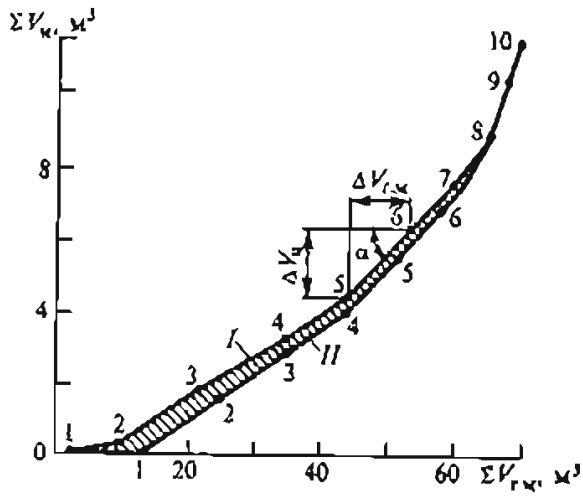


Рис. 10.10. Графики зависимости $V_и = f(V_{г.м})$.

I — при $\alpha_р = \alpha_{р\,max}$; *II* — при $\alpha_р \to 0$

зонту характеризует величину, например, коэффициента добычи $t_д$, а при одинаковых масштабах координатных осей $k_д = \text{tg}\,\alpha$.

Выше была рассмотрена методика определения области возможного преобразования графика режима горных работ с использованием одного разреза по месторождению. Для обеспечения необходимой точности расчетов в проектной практике при построении кривых $V_в = f(V_к)$ следует использовать серии вертикальных геологических сечений или средневзвешенный разрез по месторождению, погоризонтные планы и аналитические расчеты.

Подчеркнем, что выработка решений не может опираться только на исследование характера соотношений объемных показателей вскрышных и добычных работ. Окончательное решение определяется условиями финансовой реализуемости проекта — неотрицательностью накопленного сальдо денежного потока на каждом шаге расчета.

10.5. Технологические способы регулирования режима горных работ

Как уже отмечалось, построенные графики горно-геометрического анализа и соответствующие им календарные графики справедливы только для принятых варианта вскрытия, порядка развития и технологии горных работ. При исследовании режима горных работ эти варианты были заданы различными углами бортов карьера, положением дна разрезной траншеи на горизонтах и ее размерами.

Поэтому решения о переносе объемов горных работ с одного периода на другой, принимаемые при построении рационального календарного графика, должны быть обоснованы с точки зрения возможности их технической реализации.

Один из способов сглаживания пиковых объемов вскрышных работ заключается в удлинении периода их выполнения, что может быть достигнуто уменьшением производительности карьера по полезному ископаемому. Естественно, это приводит к снижению скорости развития горных работ.

Случай, когда выравнивание календарного графика вскрышных работ осуществляют путем переноса пиковых объемов на более ранние периоды, технологически реализовать достаточно просто увеличением объемов вскрышных работ в группе верхних уступов в первый период эксплуатации карьера.

Реализацию наиболее сложного варианта выравнивания календарного графика, когда выполнение пиковых объемов работ переносят на более поздние периоды, осуществляют посредством формирования определенной последовательности ведения горных работ. Для такого регулирования календарного графика режима горных работ применяют следующие технологические способы.

1. Выделение промежуточных этапов разработки в плане и по глубине. При продолжительном сроке эксплуатации в отдельных случаях может быть рациональным выделение этапов работы карьера или промежуточных его контуров с запасами, обеспечивающими работу в течение первого периода (этапа) продолжительностью 12—15 лет с более благоприятными условиями разработки: меньшими значениями коэффициента вскрыши и дальности транспортирования, лучшим качеством руды и т.д. Порядок установления промежуточных контуров карьера определяется поставленной целью — улучшением в первый период его работы того или иного, а иногда и нескольких показателей разработки.

При выделении промежуточных контуров очень важно определить конечные границы карьера с учетом их перспективного расширения. Поэтому в проектах крупных и глубоких карьеров следует принимать во внимание возмож-

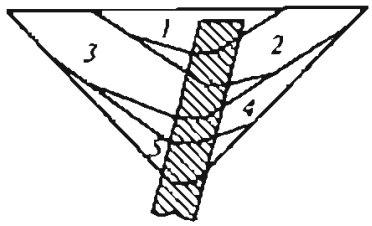


Рис. 10.11. Общая схема отработки карьера этапами

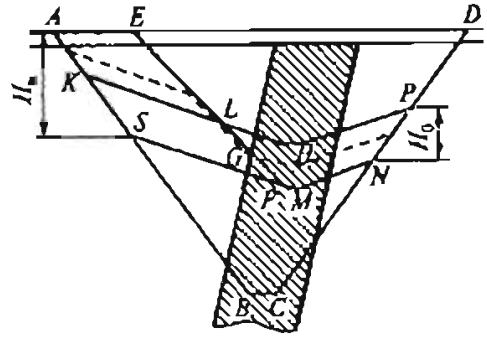


Рис. 10.12. Схема формирования этапов отработки карьера

ность выделения этапа, на котором можно добиться максимального сокращения текущего коэффициента вскрыши, а также учитывать работоспособность принятого порядка вскрытия месторождения в период перехода от одного этапа к другому.

При проектировании работы карьера этапами необходимо помнить, что переходы от одного этапа к другому обычно сопровождаются весьма трудоемкими работами по изменению технологии разработки и технического оснащения процессов производства горных работ, необходимостью реконструкции транспортных коммуникаций.

В этом случае в пределах конечных контуров намечают промежуточный контур — этап разработки. На этом контуре предусматривают формирование временно нерабочего борта с углом наклона 25—30°, разносимого по мере углубления карьера, или организуют карьер первой очереди, отрабатываемый с опережением. Это дает возможность перенести (законсервировать) выполнение части объемов вскрышных работ на более поздние периоды разработки.

При разработке глубоких карьеров можно предусматривать развитие горных работ с выделением нескольких этапов (рис. 10.11) и последовательным формированием временно нерабочих бортов карьера.

При проектировании карьера с временно нерабочими бортами прежде всего устанавливают параметры элементов этих бортов: число уступов, ширину рабочих площадок и берм и длину части борта, подлежащей консервации.

Порядок ведения горных работ при формировании промежуточных этапов показан на рис. 10.12

В пределах конечного контура карьера *ABCD* выделяют промежуточный контур *EFMN*. В начальный период горные работы ведут внутри этого промежуточного контура с формированием по линии *EF* временно нерабочего борта с транспортными бермами на нем. Развитие горных работ при этом, естественно, не следует планировать в буквальном смысле до промежуточного контура, так как это фактически означало бы их консервацию.

Поэтому разнос временно нерабочего борта начинается не с момента достижения им конечного положения *EF*, а когда объемы вскрышных работ в пределах промежуточного контура начинают снижаться или когда уменьшение длины фронта добычных работ затрудняет добычу полезного ископаемого в запланированных объемах, например, при достижении горными работами положения *ELGHPD*. После этого в верхней зоне карьера, начиная с верхних уступов, рабочие площадки расширяют до нормальных размеров, что приводит к постепенному уменьшению высоты временно нерабочего борта карьера, в нижней зоне ра-

боты развивают с сохранением временно нерабочего борта (линия LF). Промежуточное положение горных работ при этом показано на рис. 10.12 пунктиром.

С начала разноса временно нерабочего борта от контура $ELGHPD$ до достижения контура $ASFMND$ (см. рис. 10.12) вертикальное углубление по основному участку (по борту со стороны лежачего бока залежи) составит H_0. За это же время вертикальное понижение горных работ (по борту со стороны висячего бока залежи) равно $H_в$. При вертикальной годовой скорости углубления по основному участку $У_0$ и временно нерабочему борту $У_в$

$$\frac{H_0}{У_0} = \frac{H_в}{У_в}, \text{ откуда } H_в = \frac{H_0 У_в}{У_0}.$$

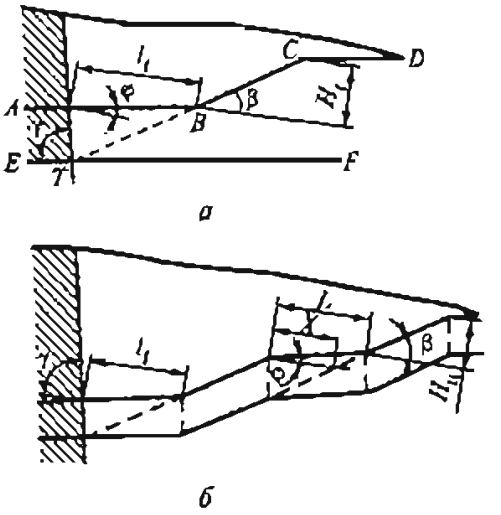


Рис. 10.13. Схемы к расчету размеров временно нерабочего борта (целика)

Таким образом, высота временно нерабочего борта, а следовательно, объем консервируемой вскрыши и срок консервации определяются интенсивностью отработки временно нерабочего борта.

Параметры временных целиков, расположенных над добычной зоной карьера, рассчитывают из условия недопустимости сокращения разрабатываемых площадей полезного ископаемого за счет целиков. Расчетная схема для определения текущих параметров временных целиков приведена на рис. 10.13, *а*. Здесь линии $ABCD$ и ETF — последовательные положения борта. Точка T лежит на пересечении рудного контакта с продолжением откоса борта временного целика. К моменту достижения этой точки добычными работами сюда же должны опуститься из точки C работы по разносу целика, иначе говоря, целик должен быть сработан. Исходя из этих соображений, текущая высота целика может быть определена по формуле

$$H_t \le \frac{l_t \operatorname{tg}\gamma}{\operatorname{tg}\beta + \operatorname{tg}\gamma}\left[(\operatorname{tg}\beta - \operatorname{tg}\alpha_р)\frac{h_ц}{h_р} - \frac{(\operatorname{tg}\gamma + \operatorname{tg}\alpha_р)\operatorname{tg}\beta}{\operatorname{tg}\gamma}\right], \qquad (10.1)$$

где H_t — высота целика в момент t, м; l_t — расстояние в плане между нижним основанием целика и контактом с полезным ископаемым в момент t, м; $\alpha_р$ и β — углы откоса рабочего борта и борта целика, градус; γ — угол падения залежи полезного ископаемого, градус; $h_ц$ — скорость углубки горных работ по разносу целика, м; $h_р$ — скорость углубки добычных работ (вертикальная составляющая) вдоль контакта, м.

При падении залежи, близком к вертикальному ($\gamma = 90°$), выражение (10.1) можно упростить:

$$H_t \le l_t\left[(\operatorname{tg}\beta - \operatorname{tg}\alpha_р)\frac{h_ц}{h_р} - \operatorname{tg}\beta\right].$$

Для крупных карьеров, имеющих значительные глубины и размеры в плане, рекомендуется передвижение временных целиков в направлении к конечному борту через несколько промежуточных положений. При этом рабочий борт карь-

ера в поперечном сечении изображают ломаной линией, отрезки которой представляют чередующиеся по высоте откосы временных целиков и откосы рабочих зон по разносу этих целиков (рис. 10.13, *б*). Высота временных целиков и шаг их передвижения для такого порядка ведения работ определяют из выражений

$$H_ц \le \frac{L \operatorname{tg} \gamma}{\operatorname{tg} \beta + \operatorname{tg} \gamma}\left[(\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha_р)\frac{h_ц}{h_р} - \frac{(\operatorname{tg} \gamma + \operatorname{tg} \alpha_р)\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \gamma}\right]; \quad X = \frac{L(\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha_р)}{\operatorname{tg} \beta},$$

где $H_ц$ — высота передвигаемого участка целика, м; L — длина рабочей зоны в плане между двумя соседними по высоте участками целика, м; X — шаг передвижения целика, м.

При $\gamma = 90^\circ$ высота временного целика

$$H_ц \le L\left[(\operatorname{tg} \beta - \operatorname{tg} \alpha_р)\frac{h_ц}{h_р} - \operatorname{tg} \beta\right].$$

Величина L может быть установлена, исходя из рациональной концентрации горных работ по разносу целика и продолжительности работ на каждом горизонте, с учетом необходимости систематического перегона погрузочного и бурового оборудования с горизонта на горизонт.

Подобный порядок ведения горных работ часто называют перемещением рабочей зоны с чередующимися временными целиками.

При проектировании разработки карьера с временными целиками должны быть установлены сроки начала их формирования и срабатывания с тем, чтобы была обеспечена возможность перемещения на заданное расстояние.

Расстояние перемещения уступов целика определяется необходимостью создания на всех горизонтах рабочих площадок нормальной ширины (в этом случае временный целик перестает существовать) или сохранения площадей полезного ископаемого.

При применении железнодорожного транспорта возможно последовательное подвигание уступов временно нерабочего борта по всей его длине, что требует значительного времени, необходимого для отработки временных целиков, и, как следствие этого, не позволяет получить высокую скорость их перемещения.

При применении автомобильного транспорта горные работы в зоне целиков можно вести с высокой интенсивностью, что обеспечивает высокую скорость их отработки и перемещения. Этого можно достичь благодаря следующему порядку ведения горных работ.

Фронт работ на первой полосе верхнего (во временном целике) уступа перемещается на минимальное расстояние, необходимое для образования рабочей площадки и первичного фронта на нижележащем уступе, после чего начинают его отработку.

Минимальное опережение верхнего уступа (длина рабочего фронта работ) определяют из условия размещения горно-транспортного оборудования и развала взорванной породы, а также создания полутора-двухнедельного запаса готовой к выемке породы на нижележащем горизонте. При высоте уступа 15 м длина рабочего фронта работ находится в пределах 200—250 м. Длина первичного фронта на уступе определяется шириной отрабатываемой полосы (около 50—60 м) и углом ее ориентации по отношению к бровкам уступа.

При разработке рыхлых и полускальных пород возможно применение описанного варианта ведения горных работ с выемкой тонкими слоями.

Горные работы на всех остальных нижних уступах целика осуществляют по аналогичной схеме. В результате перемещения рабочих фронтов по вышеописанному способу все уступы временного целика отрабатывают до намеченных границ, благодаря чему происходит его перемещение в следующее положение.

Следует подчеркнуть, что определение рациональных границ этапов — сложная многовариантная задача, решение которой зависит от многих факторов, таких как конфигурация залежей и пространственное положение полезных компонентов в них, глубина карьера и форма карьерного поля, режим горных работ, система разработки, вскрытие месторождения, технология работ, типы и параметры применяемого оборудования и др. Стабилизацию объемов вскрышных работ целесообразно планировать на достаточно продолжительный период, соизмеримый со сроком амортизации основного горного и транспортного оборудования.

Разработку месторождений этапами целесообразно предусматривать в следующих случаях.

При разработке крутопадающих залежей с углами падения 25—30°. Наиболее эффективна она при углах падения залежи 55—60°.

На глубоких карьерах число выделяемых этапов, объем законсервированной вскрыши и сроки консервации устанавливают в зависимости от их глубины. Так, при конечной глубине карьера 200—300 м возможна консервация отдельных участков на срок до 4—5 лет; при глубине 300—400 м можно выделять 2—3 этапа со сроком консервации вскрыши 5—10 лет; при глубине 400—500 м возможно выделение 4—5 этапов со сроком консервации вскрыши до 15—20 лет. В этих случаях целесообразно предусматривать формирование временно нерабочих бортов попеременно со стороны висячего и лежачего боков залежи. Транспортные коммуникации размещают полустационарно на временно нерабочем борту и периодически переносят.

При разработке карьерных полей округлой формы целик целесообразно расположить по периметру рабочей зоны, что позволяет увеличить его длину.

При разработке неоднородных залежей выделение этапов преследует цель вовлечь в первоначальную разработку участки с более высоким качеством полезного ископаемого и низким коэффициентом вскрыши.

При разработке нескольких сближенных залежей этапы формируют для достижения сбалансированной очередности и интенсивности их отработки.

При разработке месторождения группой карьеров этапы разработки на разных карьерах группы следует устанавливать во взаимосвязи таким образом, чтобы снижение производительности по полезному ископаемому на одном карьере при достижении границ этапа и проводимой при этом реконструкции компенсировалось повышением производительности на смежных карьерах.

Кроме возможности выравнивания пиковых объемов вскрышных работ, этапная разработка месторождения позволяет уменьшить размеры карьера в границах первого этапа, объемы горно-строительных работ и сроки строительства.

Рациональное распределение объемов вскрышных работ по периодам разработки, уменьшение первоначального объема горно-строительных работ позволяют снизить общие затраты на разработку месторождения на 10—15 %. Вместе с тем разработка месторождения этапами требует дополнительных затрат на формирование и последующую расконсервацию временно нерабочего борта.

Переход к очередному этапу разработки карьера обычно связан с его реконструкцией — перенос транспортных коммуникаций с разносимого временно нерабочего борта, выполнение на нем значительного объема горных работ по рас-

ширению транспортных берм до рабочих площадок нормальной ширины по усложненным, существенно менее эффективным схемам. В связи с этим требуется найти и детально проработать технологию и организацию горных работ, которая обеспечивала бы поддержание установленной производительности карьера по полезному ископаемому.

Карьерные поля значительной протяженности можно отрабатывать последовательно рядом относительно независимых участков.

2. Применение в первый период или постоянно систем разработки с меньшими размерами рабочей зоны.

3. Сокращение длины активного фронта работ уступов при оставлении на остальных участках фронта минимальных рабочих площадок.

Сокращение действующей части рабочей зоны как в плане, так и по высоте осуществляется за счет временной остановки работ на части фронта группы уступов и последующего чередования участков отработки. Этот способ применяют при разработке мощных крутопадающих залежей по достижении карьером глубины 80—120 м и более. Способ связан с необходимостью полустационарного размещения перегрузочных пунктов при применении комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта. С целью сокращения расстояния перевозок автомобильным транспортом на мощных карьерах на рабочих бортах располагают до 4—7 перегрузочных пунктов. Продолжительность их использования составляет 1—3 года. При этом временно консервируется 30—50 % общей длины добычного фронта и до 20—30 % общей длины вскрышного фронта. Чередование работ в плане и по высоте рабочей зоны вызывает необходимость интенсивного углубления работ на отдельных участках карьерного поля.

Сокращение действующей части рабочей зоны может быть достигнуто также за счет чередования работ на смежных по глубине уступах посредством сокращения ширины рабочей площадки. При уменьшении ширины рабочей площадки с 40—60 м до бермы шириной 10—20 м и обычной скорости подвигания фронта 40—70 м/год период поочередной работы устанавливают в пределах 0,5—1 года.

Нужную протяженность фронта вскрышных работ и постоянство фронта добычных работ можно обеспечить уменьшением числа одновременно отрабатываемых уступов до 2—3 при ведении работ на средних и глубоких горизонтах. В пределах отработанной зоны карьера по отстроенному постоянному или временно законсервированному борту может быть проложена спиральная трасса. Вскрытие двух-трех уступов осуществляют исключительно скользящими съездами, что способствует созданию лучших условий для раздельной разработки.

Естественно, возможно одновременное применение и двух-трех рассмотренных способов регулирования размеров рабочей зоны карьера. При этом следует ставить задачу не только добиться необходимого режима горных работ, но и повысить надежность транспортных связей глубоких горизонтов при комбинированном транспорте.

Во всех случаях сокращение действующей части рабочей зоны карьера (при полном ее развитии) улучшает показатели использования экскавационных машин и средств транспорта за счет концентрации горных работ.

4. Увеличение углов откосов рабочих бортов или рабочей зоны на разных этапах разработки месторождения. Это может быть достигнуто направленным изменением элементов системы разработки или применением, где это возможно, мобильных видов транспорта.

Так, в начальный период, когда можно форсировать вскрышные работы с целью усреднения их годовых объемов в будущем и создания вскрытых запасов,

не следует увеличивать высоту уступов на верхних горизонтах карьера. Резерв заранее выполненных вскрышных работ дает возможность в последующие годы замедлить или даже временно приостановить работы на этих горизонтах и вести добычные работы за счет увеличения углов откосов рабочих бортов.

Можно также планировать работу с минимально возможными размерами рабочих площадок и увеличенными высотами уступов.

5. **Поочередное вовлечение в разработку участков месторождения с минимальными коэффициентами вскрыши** и последующим их объединением. Такой способ применим при разработке протяженных залежей значительных размеров по площади со сложной структурой.

6. **Применение варианта вскрытия, позволяющего снизить пиковые объемы вскрышных работ.** Важнейшее значение здесь имеют способ вскрытия, местоположение и стационарность вскрывающих выработок.

Вскрытие рабочих горизонтов полустационарными и скользящими трассами позволяет регулировать объемы вскрышных работ во времени в достаточно широких пределах, сокращать сроки подготовки новых горизонтов в период строительства.

Напротив, вскрытие крутопадающих залежей стационарными съездами, сразу располагаемыми в конечном положении, существенно увеличивает объемы вскрышных работ в период строительства и наращивания производительности карьера.

Возможность сокращения объемов горно-строительных работ и сроков строительства карьеров особенно важно учитывать при проектировании карьеров по разработке месторождений с большой мощностью покрывающих пород. В таких случаях при выборе направления развития горных работ вскрывающие выработки располагают возможно ближе к выходам залежей. Внутренние наклонные траншеи при этом нестационарны.

Перечисленные технологические способы регулирования режима горных работ характеризуются сокращением контуров отработки в течение определенного календарного периода за счет увеличения угла откоса рабочих бортов карьера или совокупности участков рабочих и временно нерабочих бортов. Для их реализации создают резервы повышения интенсивности ведения горных работ для ускоренного разноса временных бортов.

Ряд способов затрудняет формирование необходимого объема подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого, усиливает зависимость работ на смежных горизонтах или их группах.

В качестве технических средств регулирования режима горных работ может быть рекомендовано более широкое применение автотранспорта. На глубоких мощных карьерах для выполнения больших объемов горных работ можно предусматривать применение железнодорожного и конвейерного транспорта.

Во всех случаях регулирование режима горных работ, осуществляемое за счет изменения скорости развития уступов на верхних горизонтах или за счет изменения порядка их вскрытия и подготовки, или другими аналогичными способами, фактически означает изменение направления развития работ или принятой исходной характеристики бортов карьера (в первую очередь угла их наклона). Поэтому для этих измененных условий построение графиков горно-геометрического анализа, их трансформация и регулирование должны быть проведены заново.

В конечном итоге получают рациональный календарный график горных работ, который показывает объемы и сроки выполнения вскрышных и добычных работ и, в определенной степени, места выполнения этих работ в карьере.

Следует подчеркнуть, что приведенные методы выбора рационального направления развития работ в карьере были разработаны ранее, когда отсутствовали современные средства обработки информации.

В настоящее время при проектировании карьеров и при планировании работы горных предприятий широко применяют пакеты компьютерных программ, позволяющие в интерактивном режиме в кратчайшие сроки исследовать большое число вариантов развития работ и получать необходимую техническую документацию.

Изложенные в учебнике теоретические положения исследования режима горных работ являются основой планирования работ при использовании компьютерных программ.

Контрольные вопросы и задания

1. Раскройте сущность терминов «режим горных работ», «горно-геометрический анализ карьерных полей».
2. Перечислите последовательность действий при построении графиков горно-геометрического анализа.
3. Как осуществляют преобразование графиков горно-геометрического анализа в календарный график?
4. Как определяют области возможного регулирования режима горных работ?
5. Перечислите технологические способы регулирования режима горных работ

ГЛАВА 11. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Возможность и пути технической реализации долгосрочного календарного плана, составленного при исследовании режима горных работ, определяют в процессе проектирования системы разработки. Вырабатываемые при этом решения направлены на определение последовательности выполнения горных работ в пределах карьерного поля или его участка, обеспечивающей безопасную, планомерную, экономичную и комплексную разработку всех полезных ископаемых и пород вскрыши, требуемую производительность предприятия, полное извлечение запасов, охрану недр и окружающей среды. Таким образом, задача при проектировании системы разработки заключается в формировании такой рабочей зоны карьера и динамики ее развития, т.е. общей схемы и параметров перемещения фронта горных работ карьера и отдельных уступов, последовательности и мест выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ, которые обеспечивали бы выполнение сформулированных условий.

Система разработки характеризуется рядом параметров — элементов. Важнейшие из них:

- высота уступа;
- минимальная ширина рабочих площадок;
- размеры траншей;
- ширина берм;

• минимальная длина вскрышного и добычного блоков, отводимых на один экскаватор;

• число действующих и резервных добычных, вскрышных забоев;

• длина добычных и вскрышных блоков и фронтов уступов;

• скорость подвигания забоев и фронтов добычных и вскрышных уступов;

• скорость углубления горных работ;

• количество вскрытых и подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого;

• размеры рабочей зоны карьера и расположение в ней выемочного оборудования;

• размещение и протяженность соединительных берм и места заложения вскрывающих и подготовительных выработок;

• продолжительность отработки отдельных уступов и горизонтов;

• продолжительность проведения и опережения подготовительных работ и др.

При проектировании должны быть определены численные значения параметров элементов системы разработки, которые полностью описывают создание, развитие и поддержание рабочей зоны карьера на таком уровне, который позволяет обеспечить планомерность, ритмичность и надежность выполнения вскрышных и добычных работ.

На параметры элементов системы разработки влияют такие факторы, как форма и строение залежи, физико-механические свойства пород, доступные к применению комплексы оборудования, возможности реализации той или иной технологической схемы, установленные сроки реализации проекта и т.п.

По найденным элементам системы разработки конкретизируют направление развития работ, установленное при исследовании режима горных работ, и принимают окончательное решение о характере развития рабочей зоны карьера

При проектировании системы разработки решают задачу определения максимально возможной по природным и принимаемым техническим решениям производительности карьера по полезному ископаемому.

Интенсификация и концентрация горных работ способствуют наиболее полному использованию горного и транспортного оборудования. Поэтому реализация максимально возможной по горным условиям производительности карьера ведет в большинстве случаев к достижению более высоких технико-экономических результатов разработки.

11.1. Основные принципы и закономерности формирования рабочей зоны карьера

Рабочей зоной является та часть карьера, в которой в данный период эксплуатации предприятия находятся рабочие площадки, съезды, размещены площадки под перегрузочными пунктами, временными складами горной массы, основное горно-транспортное и вспомогательное оборудование, большая часть внутрикарьерных и энергетических коммуникаций и ведутся вскрышные и добычные горные работы. В ней поддерживают установленную величину готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

Рабочая зона карьера представляет собой сложную совокупность горных выработок, конфигурация которых изменяется по мере отработки месторождения.

Эффективность разработки месторождения и качество добываемого полезного ископаемого во многом определяются конструкцией и эволюцией во времени и пространстве рабочей зоны, т.е. принятым порядком ее создания и развития.

В период строительства рабочая зона, как правило, включает только вскрышные уступы. К моменту окончания горно-капитальных работ наряду со вспомогательным фронтом создают фронт добычных работ, а в период эксплуатации обязательно выделяют зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ. Число блоков и забоев в каждой из этих зон проектируют, исходя из необходимости выполнения календарного графика, ритмичности ведения работ и надежности выполнения планов горных работ.

Динамика рабочей зоны карьера определяется горно-геологическими характеристиками, сроком существования карьера или продолжительностью отдельных периодов разработки, углами откоса рабочих бортов и на момент погашения, размерами карьерного поля и календарным графиком разработки, а также требованиями потребителей полезного ископаемого к ритмичности и надежности его поставок. Она служит основой для планирования объемов вскрытых и готовых к выемке запасов.

Изменения площадей горизонтальной и вертикальной проекций рабочей зоны в целом по вскрышным породам и полезному ископаемому по мере развития горных работ могут быть изображены на графиках режима горных работ, а также приняты в качестве одного из критериев при выборе системы разработки.

Формирование рабочей зоны в карьере осуществляется в соответствии с определенными закономерностями, принятыми критериями и оценивается рядом показателей, таких, как скорость перемещения забоя, скорость перемещения фронта работ уступа или группы уступов, скорость и направление углубки, площадь рабочей зоны и темп ее изменения и др.

Скорость перемещения забоя, м/мес,

$$v_з = \frac{Q}{S_з},$$

где Q — эксплуатационная производительность выемочного оборудования, м^3/мес; $S_з$ — площадь забоя, м^2,

$$S_з = ha,$$

где h — высота уступа, м; a — ширина заходки, м.

Развитие карьера характеризуется двумя основными направлениями: горизонтальным продвижением рабочих уступов и понижением горных работ.

Скорость перемещения линии фронта работ, м/год,

$$l_р = \frac{12Q}{hL_б},$$

где $L_б$ — длина экскаваторного блока (фронта работ на один экскаватор), м.

Для постоянного сохранения и возобновления фронта работ при разработке наклонных месторождений необходимо вскрывать и подготавливать новые горизонты — углублять карьер. Для этого на нижележащий горизонт проходят наклонную въездную траншею, которая вскрывает этот горизонт. От нее для создания фронта работ проводят горизонтальную разрезную траншею P_1 (рис. 11.1). Эту траншею затем расширяют и, когда будет вынут объем V_1, т.е. создана рабочая площадка шириной, достаточной для проведения наклонной траншеи на нижележащий горизонт, возможно его вскрытие посредством проходки въездной и разрезной траншеи P_2 и выемки объема V_2 и т.д.

При одинаковой ширине рабочих площадок угол откоса рабочего борта, градус,

$$\alpha_р = \operatorname{arctg} \frac{h}{Ш_{р.п} + h \operatorname{ctg} \alpha},$$

где $Ш_{р.п}$ — ширина рабочих площадок, м; α — угол откоса рабочих уступов, градус.

Въездные и разрезные траншеи на смежных уступах в процессе углубки карьера располагают в определенном положении. Линия OD, соединяющая между собой нижние бровки траншей на смежных уступах, представляет собой направление углубки карьера вкрест простирания карьерного поля, а угол β является углом углубки карьера (см. рис. 11.1).

Рабочую зону следует формировать, исходя из соотношений между направлением и скоростью понижения горных работ $v_г$, направлением и скоростью подвигания фронта работ $v_ф$ и углом рабочего борта карьера. Взаимосвязи перечисленных параметров, характеризующих развитие определенного участка рабочей зоны, показаны на рис. 11.2.

Предположим, что вскрытие новых горизонтов осуществляется в породах лежачего бока, и дно карьера в течение года перемещается в глубину по линии OO', т.е. углубление карьера идет под углом β. Годовая скорость углубления $v_у'$ по названной линии выражается отрезком OO', а вертикальная скорость (темп углубления) $У_г = v_у' \sin \beta$. Откосы рабочего борта OEM и OK через год занимают положения $O'A$ и $O'N$ при сохранении постоянных углов откоса $\alpha_р$.

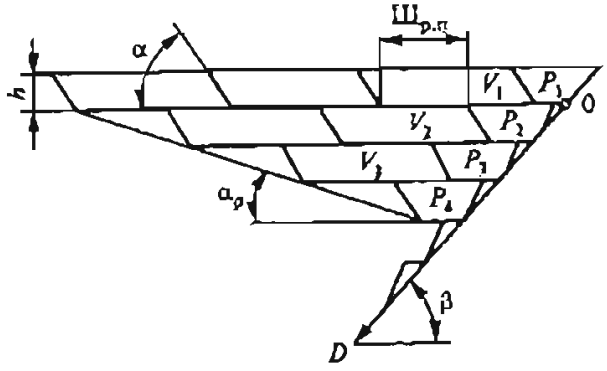


Рис 11.1. Схема формирования рабочей зоны карьера

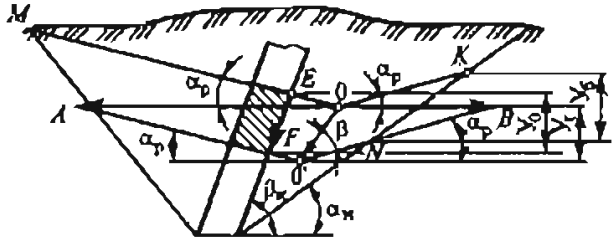


Рис. 11.2. Взаимосвязь скоростей перемещения рабочей зоны карьера

Для обеспечения возможности углубления карьера и поддержания нормальной ширины рабочих площадок рабочие уступы должны быть отодвинуты в горизонтальном направлении в обе стороны по линиям *OA* и *OB*.

При этом добычные работы в пределах залежи полезного ископаемого будут понижаться со скоростью v_0, выражаемой отрезком *EF*, а нерабочий борт карьера будет формироваться со скоростью $v_б$, выражаемой отрезком *KN*.

Соответствующие вертикальные скорости будут равны:

$$У_0 = EF \sin \beta_н,$$

$$У_б = KN \sin \alpha_н.$$

Взаимосвязь скоростей развития горных работ при различных вариантах углубки карьера показана на рис. 11.3.

Соотношения скоростей углубления, м/год, при этом следующие:

$$У_г = \frac{v_р}{\operatorname{ctg} \alpha_р + \operatorname{ctg} \beta};$$

$$У'_г = \frac{v'_р}{\operatorname{ctg} \alpha_{р1} - \operatorname{ctg} \beta};$$

$$У_о = У_г \frac{\operatorname{ctg} \alpha_р + \operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg} \alpha_р + \operatorname{ctg} \beta_н};$$

$$У_б = \frac{v_р}{\operatorname{ctg} \alpha_{р1} + \operatorname{ctg} \beta_н};$$

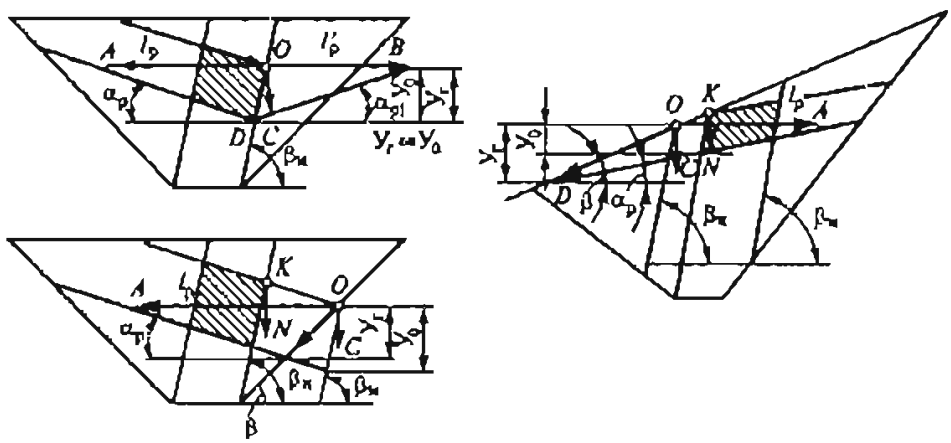


Рис. 11.3. Взаимосвязь скоростей развития горных работ при различных вариантах углубления карьера

$$У_н = У_г \frac{\operatorname{ctg}\alpha_{pl} - \operatorname{ctg}\beta}{\operatorname{ctg}\alpha_{pl} - \operatorname{ctg}\alpha_н} = \frac{v_p}{\operatorname{ctg}\alpha_{pl} - \operatorname{ctg}\alpha_н},$$

где $У_г$ и $У'_г$ — скорости углубки карьера со стороны висячего и лежачего боков; $У_0$ — скорость понижения добычных работ; $У_н$ — скорость формирования нерабочего борта карьера; v_p и v'_p — горизонтальные скорости подвигания рабочих уступов в сторону висячего и лежачего боков; α_p, α_{pl} — углы откоса рабочего борта, градус; β — угол направления углубки карьера, градус; $\beta_н$ — угол падения рудного тела, градус; $\alpha_н$ — угол погашения нерабочего борта карьера, градус.

По приведенным формулам можно определять величину максимальной скорости углубки карьера при максимально возможной скорости перемещения фронтов уступов, а также определять требуемую скорость перемещения фронтов уступов для обеспечения необходимого углубления горных работ. Эти задачи решают при обосновании возможности технической реализации календарного графика, принятого при исследовании режима горных работ.

В зависимости от величины параметров, входящих в формулы, скорость углубки карьера ограничивается интенсивностью работ либо в направлении *OA*, либо в направлении *OB*. При $У_г = У'_г$ ограничения одинаковы, и может быть достигнута максимальная скорость углубки. Тогда при $У_г = \max$

$$\operatorname{ctg}\beta = \frac{v_p \operatorname{ctg}\alpha_{pl} - v'_p \operatorname{ctg}\alpha_p}{v_p + v'_p},$$

если

$$v_p = v'_p, \text{ то } \operatorname{ctg}\beta = \frac{1}{2}(\operatorname{ctg}\alpha_{pl} - \operatorname{ctg}\alpha_p),$$

и при

$$\alpha_{pl} = \alpha_p \quad \beta = 90^\circ,$$

$$\alpha_{pl} > \alpha_p \quad \beta > 90^\circ,$$

$$\alpha_{pl} < \alpha_p \quad \beta < 90^\circ.$$

Важным следствием полученных уравнений является неравенство скоростей понижения горных и добычных работ в случае, когда углубка карьера ведется по пустым породам висячего или лежачего бока, т.е. когда дно карьера формируется вне залежи полезного ископаемого.

Скорости понижения добычных работ можно определить также по общей формуле

$$У_0 \le \frac{v_p}{\operatorname{ctg}\alpha_p \pm \operatorname{ctg}\beta_н}.$$

Знак плюс берут, когда работы ведут от лежачего бока залежи к висячему, минус — при осуществлении работ в противоположном направлении.

Регулировать соотношение $У = f(v_ф, \alpha_p)$ можно в определенной степени изменением угла рабочего борта α_p. Если уменьшение угла рабочего борта может быть осуществлено увеличением ширины рабочих площадок, то его максималь-

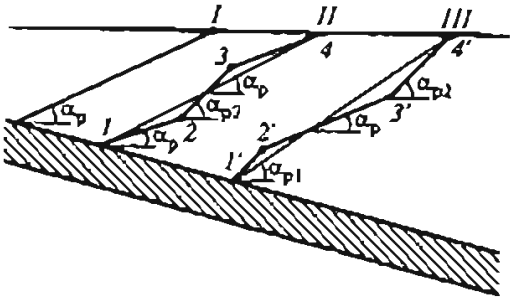


Рис. 11.4. Результирующий угол рабочего борта карьера при его прямолинейном (*I*) и ломаных (*II* и *III*) профилях

ное значение жестко ограничено минимально допустимой шириной рабочей площадки $Ш_{р.п\ min}$.

Однако известны и на практике широко применимы технологические приемы некоторого увеличения угла $\alpha_р$. В частности, с целью увеличения результирующего угла рабочего борта его профиль делают ломаным. На рис. 11.4 показано, что рабочий борт, имеющий угол $\alpha_р$ (положение *I*), можно разделить на три участка (положение *II*), из которых два (*1—2* и *3—4*) сохраняют угол $\alpha_р$, обеспечивающий нормальную ширину рабочих площадок, а на участке *2—3* применяются уменьшенные по ширине площадки, что позволяет увеличить угол наклона рабочего борта на этом участке до величины $\alpha_{р2}$. Такая конструкция позволяет увеличить результирующий угол рабочего борта.

По мере углубки карьера осуществляют расконсервацию уступов участка *2—3*, но переводят во временно нерабочие другие уступы (положение *III*). Таким образом, поддерживают ломаный профиль борта и увеличивают на длительный период результирующий угол рабочего борта $\alpha_{р1}$, что позволяет направленно изменять календарный график.

На других участках карьера временно нерабочие уступы могут быть организованы на иных горизонтах, что делает форму поверхности рабочей зоны сложной и меняющейся во времени и в пространстве.

Конструкция и размеры рабочей зоны в любой момент разработки месторождения должны обеспечивать установленную на данный период производительность карьера по полезным ископаемым установленного сортамента и качества, выполнение запланированных объемов вскрышных работ, обеспечивать осуществление горных работ с максимальной эффективностью, соответствовать перспективному плану развития горных работ (принятому варианту режима горных работ).

Для того чтобы выдержать установленную производительность по добыче, суммарная площадь добычной рабочей зоны, число добычных уступов и длина добычного фронта работ должны обеспечить необходимый объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого и рациональную расстановку в карьере соответствующего числа добычных экскаваторов.

При этом следует стремиться к тому, чтобы площадь и высота рабочей зоны в любой момент были минимальными, но достаточными.

Конструкция, размеры и динамика развития рабочей зоны различны на горизонтальных и наклонных месторождениях.

При разработке горизонтальных месторождений горные работы после окончания горно-подготовительных работ ведут без углубки карьера, рабочая зона перемещается в карьерном поле по мере разработки карьера, но по своей конструкции и размерам сохраняется в основном стабильной (рис. 11.5, *а*).

На карьерах, разрабатывающих пологопадающие месторождения, постепенно увеличивается число вскрышных уступов, длина фронта работ и, следова-

тельно, площадь вскрышной зоны. Параметры добычной и отвальной зон остаются стабильными (рис. 11.5, *б*).

Эти изменения происходят сравнительно медленно, так как при ежегодном подвигании фронта работ на 100—200 м глубина карьера увеличивается незначительно.

При разработке крутопадающих месторождений размеры рабочей зоны изменяются по мере увеличения глубины карьера с темпом, пропорциональным углу падения залежи. В первый период она расширяется, а затем, достигнув границ карьера, уменьшается пропорционально углам погашения бортов карьера (рис. 11.5, *в*). В условиях сложноструктурных месторождений не всегда могут быть достаточно четко выделены границы вскрышной и добычной зон. Поэтому в общей изменяющейся площади рабочей зоны можно выделить изменяющуюся по месту расположения, но стабильную по суммарной площади добычную зону, длина фронта работ на которой должна обеспечивать заданную производительность карьера по добыче с учетом установленного режима выдачи различных сортов руд.

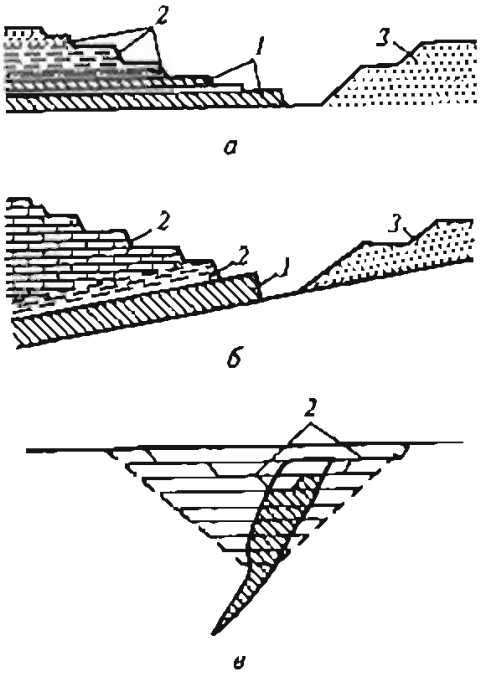


Рис. 11.5. Рабочие зоны карьера при разработке горизонтальных (*а*), пологих (*б*) и крутопадающих (*в*) месторождений:

1 — добычные; *2* — вскрышные; *3* — отвальные

Важной задачей при проектировании системы разработки является обоснование рациональных размеров рабочей зоны карьера, в первую очередь числа рабочих уступов, объемов готовых к выемке запасов горной массы. Стремление к снижению текущих объемов вскрышных работ неизбежно требует увеличения углов наклона рабочих бортов карьера за счет сокращения ширины рабочих площадок, применения различных модификаций систем разработки в отдельных зонах работ.

Обобщение практических данных изменения параметров систем разработки показало, что с ростом глубины карьеров увеличивается число рабочих уступов, снижаются готовые к выемке запасы горной массы, интенсивность их отработки и в целом горных работ (особенно на нижних горизонтах рабочей зоны), что резко отрицательно сказывается на воспроизводстве запасов и является важным фактором уменьшения возможной производительности карьера по полезному ископаемому.

Динамику развития рабочей зоны следует обосновывать, исходя из долгосрочной перспективы развития горных работ в карьере, т.е. на основе исследования режима горных работ.

Система разработки неразрывно связана с комплексом горного и транспортного оборудования и вскрытием рабочих горизонтов. Она должна обеспечивать возможность создания эффективной транспортной системы карьера.

Благоприятные условия эксплуатации комплексов горного и транспортного оборудования, концентрации и интенсификации горных работ, как правило, достигаются при малоуступных (три-шесть горизонтов) рабочих зонах с отстройкой нерабочих бортов карьера в конечном положении.

11.2. Особенности формирования рабочей зоны глубоких карьеров

Рабочая зона карьера изменяет свои характеристики с понижением горных работ. Происходит перераспределение нагрузки на рабочие горизонты, и как следствие этого — изменяется конструкция карьерного пространства, формирование целиков и временно нерабочих бортов, увеличиваются углы наклона отрабатываемых бортов.

Количественное сравнение параметров рабочих зон карьеров, достигших текущей глубины более 200—250 м, с относительно неглубокими (100—150 м) карьерами приведено в табл. 11.1.

Таблица 11.1

Количественная характеристика рабочей зоны карьеров

Показатели	Карьеры		Внешние признаки сложных условий
	глубокие	неглубокие	
1. Текущая глубина карьера $H_т$, м	> 200—250	< 200	Значительная глубина работ
2. Результирующий угол наклона борта α, градус	> 16—19	< 16	Узкие рабочие площадки
3. Отношение высоты рабочей зоны к текущей глубине карьера $H_{р.з}/H_т$, %	0,3—0,7	0,66—1	Работы ограничены по высоте борта
4. Использование залежи (отношение эксплуатируемой и общей площадей залежи) $S_э/S_з$, %	20—40	65—100	Консервация залежи вскрывающими выработками и временно нерабочим бортом
5. Использование карьерного поля (отношение площадей рабочей зоны и карьера) $S_{р.з}/S_к$, %	10—35	60—100	Высокая концентрация выемочных работ
6. Выход горной массы с 1 м² площади рабочей зоны $A_{г.м}/S_{р.з}$, т	36—122	15—48	То же
7. Выход руды с 1 м² эксплуатируемой площади залежи $A_р/S_э$, т	28—76	14—65	-"-
8. Производительность фронта работ, млн м³/км:			Значительная интенсивность отработки
по полезному ископаемому $F_и$	0,9—2,25	0,75—1,3	
по горной массе $F_{г.м}$	1—1,94	0,6—1	
9. Соотношение производительности фронта работ по добыче и горной массе	$F_и > F_{г.м}$	$F_и < F_{г.м}$	Консервация участков бортов и вскрышных уступов
10. Отношение длин фронтов работ, м/м:			Работы ведутся по всей площади карьера
активного по горной массе к	< 0,5	> 0,5	
общему $L_р/L_о$	0,3—0,4*		

Показатели	Карьеры		Внешние признаки сложных условий
	глубокие	неглубокие	
вскрышного к добычному $L_в/L_к$	$< K_т$ $< K_т$*	$> K_т$	
11. Отношение протяженностей расконсервируемого в течение года фронта и перемещаемого $L_{рас}/L_п$, %	45—75	0—20	Готовые к выемке запасы полезного ископаемого минимальны

*Профиль борта выпуклый, консервация средней зоны.

Отличительными особенностями рабочей зоны глубоких карьеров являются следующие (табл. 11.2).

Таблица 11.2

Основные характеристики рабочей зоны карьера

№ п/п	Основные характеристики карьера	Характерные признаки
1	Значительная глубина; угол отрабатываемого борта более 17—19°; профиль борта — плоский; интенсивность перемещения вскрышных работ невелика	$L_т/L_0 < 0,5$ $L_в/L_р < K_т$
2	Значительная глубина; средний угол отрабатываемого борта более 17—19°; профиль борта — выпуклый; значительное опережение вскрышных работ	$L_т/L_0 < 0,3 \div 0,4$ $L_в/L_р > K_т$
3	Незначительная глубина; наклон и профиль борта соответствуют проектному; интенсивность добычных и вскрышных работ примерно одинакова	$L_т/L_0 > 0,5$ $L_в/L_р > K_т$

1. Увеличение результирующего угла наклона бортов до 16—23° при достижении карьерами глубины 200—250 м.

При дальнейшем понижении горных работ профиль отрабатываемого борта по глубине чаще всего плоский с относительно равномерным размещением временно нерабочих уступов по высоте или выпуклый с выраженной консервацией в нижней части карьерного поля.

2. Локализация горных работ по высоте перемещаемого борта до 30—70 % общей глубины карьера.

3. Ограничение площади, где ведут горные работы, до 10—35 % площади карьерного поля и 20—40 % площади залежи. Степень концентрации работ и место их проведения зависят от принятого общего порядка их развития, порядка и места вскрытия и подготовки эксплуатируемых горизонтов, формы и структуры залежи и необходимой величины готовых и подготовленных запасов. Длина перемещаемых на глубоких карьерах уступов, которые расконсервируют в течение года, составляет 47—78 %. При этом в активно отрабатываемой зоне эксплуатируют 20—27 % общей площади отрабатываемой залежи.

4. Сокращение длины активных фронтов работ до 50 % и менее по отношению к общей протяженности уступов. Протяженность активных фронтов по полезному ископаемому и горной массе периодически изменяется во времени и

зависит от сроков переноса системы вскрывающих выработок, составляя от 4—6 до 8—10 лет. За этот промежуток суммарная длина активной части рабочих уступов принимает максимальное значение по окончании реконструкции и достигает минимума перед ее началом.

5. Число горизонтов в работе и средняя скорость их перемещения изменяются при подготовке новых горизонтов. Углубка дна, осуществляемая раз в 2—4 года, сопровождается увеличением числа отрабатываемых уступов и снижением скорости их перемещения с 50—60 до 5—10 м/год. Периоды углубки карьера чередуются с разносом борта и сокращением высоты одновременно отрабатываемой зоны.

6. Сложное периодическое перемещение бортов, вызываемое отработкой групп уступов по глубине и в плане по разным технологиям, с разной интенсивностью и попеременной расконсервацией и консервацией. Средние скорости отработки уступов — 30÷40 м/год при колебаниях в пределах от 5—10 до 50—60 м/год.

7. Циклическое с шагом от 4—6 до 8—10 лет изменение протяженности активного фронта работ, совпадающее по срокам с реконструкцией вскрытия. Максимальная длина активной части рабочих уступов соответствует окончанию переноса вскрывающих выработок в новое положение, а минимальная — его началу.

8. Более высокая по сравнению с неглубокими карьерами интенсивность эксплуатации рабочей зоны: производительность 1 км фронта работ по полезному ископаемому — 0,9÷2,25 (0,75÷1,3) млн м^3, выход горной массы с 1 м^2 рабочей зоны — 36÷122 (15÷48) т, руды — с 1 м^2 площади залежи — 28÷76 (14÷65) т.

Ранее было принято ориентироваться на стабильный календарный график на достаточно длительный срок разработки и планировать на его основе решение долгосрочных задач развития рабочей зоны.

Переход на экономические механизмы, основанные на изменяющемся спросе на сырье, отсутствие жестких планов по добыче и вскрыше, изменение затрат на разработку и цен на полезные ископаемые требуют согласования режима горных работ, а также параметров и конструкции рабочей зоны глубоких карьеров с финансово-экономическими показателями проектируемого предприятия в соответствии с прогнозом рынка сбыта.

Сложившаяся практика проектирования производительности глубоких карьеров и соответствующего ей развития горных работ (вскрытия, системы разработки, календарного графика разработки, режима горных работ) была основана на предположении, что на всех рабочих уступах создаются и сохраняются рабочие площадки не меньше минимальной ширины.

Практика разработки глубоких карьеров показывает, что помимо участков, где поддерживают рабочие площадки минимальной ширины, горные работы ведут и в стесненных условиях. Известно, что 45—75 % перемещаемых в течение года фронтов работ возобновляют, а затем консервируют.

Поддержание размеров действующей части рабочей зоны глубоких карьеров, необходимой для получения запланированного объема добычи полезного ископаемого и безопасной реализации принятого календарного графика разработки, можно достичь за счет изменения следующих ее параметров.

1. Уменьшение протяженности фронта вскрышных работ за счет вовлечения его в разработку по частям, в том числе снижение интенсивности углубки карьера с одновременным развитием его по площади.

В этом случае размеры фронта работ по вскрыше и скорость его перемещения определяют, исходя из потребности во вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасах.

2. Регулирование площади рабочей зоны и длины фронта работ за счет временной остановки работ на части уступов и чередование их отработки по глубине путем формирования внутри карьера участков временно нерабочего борта с оставлением на нем берм минимально допустимой по условиям расконсервации ширины. Возможна организация поочередной отработки смежных уступов с оставлением между ними уменьшенной площадки. В этом случае угол откоса рабочей зоны может быть существенно увеличен. В ряде случаев в целях создания достаточных резервов подготовленных запасов смежные вскрышные уступы в рабочей зоне карьера можно сдваивать.

3. Поддержание постоянной длины фронта вскрышных работ за счет одновременной работы ограниченного числа уступов. При этом по глубине карьера и в его плане выделяют зоны концентрации горных работ, положение которых определяют, исходя из необходимости поддержания добычных фронтов требуемой длины.

4. Регулирование наклона отрабатываемых бортов и извлечение горной массы по глубине карьера путем организации технологических зон, которые характеризуются различными параметрами элементов системы разработки, интенсивностью отработки уступов, вскрытием и видом применяемого горно-транспортного оборудования.

5. Управление протяженностью фронта работ по горной массе с формированием в пространстве карьера крутого борта с наклоном 19—23°, перемещаемого в результате нисходящей отработки групп приведенных в нерабочее положение уступов. При этом горные работы на законсервированных участках периодически возобновляют и консервируют. После перемещения уступа на заданную величину оставляют такие же зауженные площадки, как и до возобновления на них работ.

6. Создание дополнительного фронта работ в случаях перехода к следующему этапу разработки или реконструкции действующей схемы вскрытия с одновременным увеличением производительности карьера по вскрыше. Этого достигают увеличением длины отрабатываемой части уступов, применением различных схем расконсервации нерабочих бортов как со стороны выработанного пространства, так и с оставлением скользящих целиков, применением поперечной или диагональной отработки верхних вскрышных уступов с продольным перемещением фронта работ по добыче. Одновременно по мере увеличения протяженности фронта работ следует вводить дополнительное выемочное оборудование.

В период развития рабочей зоны при глубине разработки до 40—50 % проектной управление ее параметрами осуществляют в основном изменением протяженности отрабатываемых уступов на участках карьера с минимальными коэффициентами вскрыши. При установившемся режиме работ, т.е. в период удаления пиковых объемов вскрыши при сформировавшемся рабочем пространстве со значительным числом перемещаемых уступов, наиболее существенными являются расстановка экскаваторов в площади карьерного поля и соответственно поддержание необходимого фронта работ по выемочным участкам. При этом длина фронта работ по горной массе $L_{г.м}$ и выбор места ведения работ, которое

определяет текущий коэффициент вскрыши $K_т$, зависят от условий залегания месторождения.

Для карьеров с проектной глубиной $H_к > 250 \div 300$ м существуют пределы $(0,4—0,5)H_к$ и $(0,75—0,95)\ H_к$, при достижении которых факторы, которые определяют конструкцию рабочей зоны и режим горных работ (длина фронта по горной массе, текущий коэффициент вскрыши, длина экскаваторного блока), изменяют степень своего влияния на производительность карьера.

При этом управление рабочей зоной осуществляют различным сочетанием ограниченного числа регулирующих факторов: длины фронта работ по горной массе, текущего коэффициента вскрыши и длины экскаваторного блока как параметра, определяющего интенсивность отработки.

Выемку требуемого объема горной массы путем управления интенсивностью перемещения протяженного участка борта обеспечивают варьированием (по степени важности) длины экскаваторного блока $L_б$, числа перемещаемых уступов $N_у$ и экскаваторных блоков на горизонте $N_б$. На коротких фронтах порядок значимости этих факторов меняется на обратный.

Значимость факторов «длина фронта работ», «текущий коэффициент вскрыши» и «длина блока», регулирующих режим горных работ и производительность карьера, изменяется с глубиной разработки. Поэтому для обоснования способов управления рабочей зоной карьеров при регулировании режима работ можно пользоваться приемами, приведенными в табл. 11.3.

Таблица 11.3

Методы управления рабочей зоной глубоких карьеров при регулировании режима горных работ и поддержании производительности

Методы регулирования режима горных работ	Способы управления формированием рабочего пространства	Порядок перемещения борта при горно-геометрических расчетах
A. Изменение направления понижения горных работ	1. Выбор места заложения подготовительной выработки и параметров рабочей площадки	Непрерывное перемещение по всем направлениям с постоянной скоростью
	2. Выбор положения фронта и направления работ относительно рудного тела	
B. Изменение общего порядка отработки месторождения	1. Углубление рабочей зоны	1. Непрерывное перемещение с постоянной скоростью по глубине и в плане на участке борта
	2. Площадное развитие работ	
	3. Этапная разработка	
	4. Отработка обособленными карьерами-участками	2. Этапное перемещение борта или его участка
C. Изменение места выемки горной массы по площади карьера	1. Отработка участков уступов в плане	1. Перемещение участка борта с переменной скоростью по глубине и в плане 2. Этапное перемещение участка борта
	2. Отработка участков бортов по высоте	
	3. Консервация участков бортов и уступов	
D. Изменение конструкции и наклона отрабатываемых бортов	1. Отработка рабочими площадками проектной ширины	1. Отработка технологическими зонами
	2. Отработка площадками переменной ширины	2. Отработка зонами концентрации
	3. Отработка крутым бортом	3. Перемещение крутого борта

В период развития рабочей зоны при глубине разработки до 40—50 % проектной для управления ею применимы методы *А* и *В*, базирующиеся на широко известных методиках оптимизации режима горных работ прежде всего протяженностью фронта работ на участках с минимальными коэффициентами вскрыши.

В период устоявшегося режима работ, когда карьер достигает наибольших объемов вскрыши, созданный ранее фронт работ значительно превышает требуемый. Отработка уступов по всей длине приводит к снижению интенсивности их перемещения, отклонениям от принятого календарного графика и в конечном итоге — к снижению производительности карьера. Поэтому для обеспечения проектного объема производства наиболее важно управление нагрузкой на отдельных участках карьерного поля, т.е. длиной экскаваторного блока и длиной фронтов работ на группах перемещаемых уступов. В этом случае наиболее применимы методы управления режимом работ *С* и *D* путем выбора порядка развития работ на основе анализа отдельных участков карьерного поля.

Регулирование режима горных работ в период развития рабочей зоны при наличии борта неизменной конструкции, сложенного площадками минимальной расчетной ширины, можно осуществлять с помощью технологических методов. В период установившегося режима работ, при относительной стабилизации текущих коэффициентов вскрыши и сокращении действующей площади рабочего пространства, перемещение участков карьерного поля осуществляют дискретно с формированием законсервированных участков, т.е. с площадками переменной ширины. В этом случае трансформация графиков режима горных работ должна сопровождаться указанием сроков, глубины отработки и объемов консервации. Однако выделить при этом места консервации и сформировать конструкцию рабочей зоны очень сложно.

Для направленного регулирования интенсивности отработки и объемов вскрыши, создания участков временно нерабочих бортов могут быть использованы приемы управления протяженностью фронта работ в стесненных условиях (табл. 11.4).

Таблица 11.4

Технологические приемы управления протяженностью фронта работ для поддержания требуемой интенсивности отработки участков карьера

Способ консервации	Изменяемые элементы рабочей зоны	Порядок возобновления работ на уступах	Технологические приемы отработки уступов
1. Консервация одиночного уступа	Фронт уступа, ширина площадки при консервации	Создание транспортной полосы вдоль развала	Продольными, поперечными и диагональными заходками, а также панелями вдоль фронта работ
2. Формирование сдвоенных уступов в рабочей зоне	Ширина площадки при возобновлении и ведении работ	Послойная отработка уступов	
3. Оставление зауженных площадок через уступ	Фронт и число уступов в работе, ширина площадок	Поочередная консервация и расконсервация смежных уступов	
4. Оставление временного целика на участке борта	Ширина площадок, число уступов в работе, скорость перемещения уступов	Поочередная расконсервация сверху вниз. Расконсервация с оставлением скользящего целика	

Способ консервации	Изменяемые элементы рабочей зоны	Порядок возобновления работ на уступах	Технологические приемы отработки уступов
5. Формирование крутого борта	Число уступов в работе, длина блока, ширина площадок	Технологическими зонами, зонами концентрации работ, перемещением крутого борта	Продольными и диагональными заходками, панелями и поперечными заходками поперек фронта работ с оставлением скользящего целика или крутого борта, каскадным взрывом группы смежных уступов
6. Погашение борта с оставлением транспортного концентрационного горизонта	Высота рабочей зоны, длина фронта работ и блоков, ширина рабочих площадок	Поочередное возобновление работ на группе горизонта сверху вниз	

Перемещение рабочей зоны и вскрывающих ее выработок увязывают через общий параметр — ежегодные объемы выемки горной массы на каждом рабочем горизонте.

При вскрытии рабочей зоны с применением автомобильного транспорта расположение временных вскрывающих выработок не оказывает значительного влияния на сокращение перемещаемых фронтов работ. Удельные показатели системы разработки и вскрытия с увеличением глубины работ остаются сравнительно постоянными Число автомобильных съездов, вскрывающих горизонт, можно определить исходя из следующего соотношения: на один заезд — до 500—600 м активной и 800—1000 м общей протяженности уступа, или 200—300 тыс. м^3 горной массы в год.

Временные автомобильные съезды следует приближать к участкам с наибольшей скоростью подвигания, а положение их трассы должно обеспечивать минимум грузоработы $Г_р$ транспортных средств:

$$Г_р = \sum_{i=1}^{N}(Q_i L_i) \to \min,$$

где Q_i и L_i — объем горной массы, вывозимой с i-го горизонта, и расстояние ее транспортирования; N — число горизонтов, с которых вывозят горную массу.

Для эффективного применения железнодорожного транспорта необходимо использовать полустационарные или стационарные коммуникации.

Шаги этапов реконструкции вскрытия соответствуют срокам окупаемости вложений. По данным практики, они составляют от 3—4 до 8—10 (в среднем 4—5) лет. Поддержание системы съездов в относительно неизменном положении в течение указанного периода обусловливает необходимость консервации нижележащих уступов. Поэтому место их размещения существенно сказывается на динамике фронтов работ и производительности рабочих горизонтов.

В целом положение вскрывающих выработок, обслуживающих примыкающие к ним горизонты, требует оценки пропускной и провозной способности элементов транспортной сети, а также производительности и интенсивности применяемых технологий отработки уступов, т.е. производительность каждого рабочего горизонта $A_{гi}$ ограничена по условию:

$$\min \begin{cases} A_{ti} \le N_{эi} Q_{эi} \\ A_{ti} \le П_i \\ A_{ti} \le N_{ti} Q_{ti} \end{cases},$$

где $N_{эi}$ и $Q_{эi}$ — число и производительность экскаваторов на i-м горизонте; $П_i$ — провозная способность транспортных коммуникаций, обслуживающих i-й горизонт; N_{ti} и Q_{ti} — число и производительность транспортных средств, обслуживающих i-й горизонт.

Поэтому распределение грузопотоков по вскрывающим выработкам и порядок их переноса следует определять на основании установленного порядка отработки карьерного поля. Число и направления грузопотоков, обеспечивающих выемку горной массы, согласование рассчитанных темпов перемещения рабочей зоны, устанавливают в соответствии с технологическими схемами отработки отдельных уступов.

11.3. Проектирование развития фронта работ

При проектировании развития фронта горных работ должны быть обоснованы:

- расположение фронта относительно контура карьера;
- направление перемещения горной массы;
- вид погрузки;
- число транспортных грузовых выходов;
- характер движения транспортных средств;
- расположение транспортных выходов.

Перечисленные характеристики формируются с учетом вскрытия, технологических параметров предполагаемого к применению оборудования, динамики развития рабочей зоны карьера, определенной при календарном планировании. В то же время эти характеристики оказывают непосредственное влияние на решение перечисленных вопросов и выбор системы разработки.

Фронт работ может быть расположен и перемещаться относительно контуров карьерного поля следующим образом.

1. Прямолинейный фронт. Начальное расположение — вдоль длинной оси карьерного поля на одной из его границ или в промежуточном положении в пределах контура. Перемещение — к границам карьерного поля.

2. Прямолинейный фронт. Начальное расположение — вдоль короткой оси карьерного поля на одной из его границ или в промежуточном положении в пределах контура. Перемещение — к границам карьерного поля.

3. Прямолинейный фронт. Начальное расположение — на границе карьерного поля. Перемещение — по вееру, с поворотным пунктом, находящимся на границе карьерного поля или вблизи нее.

4. Фронт круговой (замкнутой) формы. Начальное расположение — приближено к центру карьерного поля. Перемещение — к границам карьерного поля.

5. Фронт круговой (замкнутой) формы. Начальное расположение — по границам карьерного поля. Перемещение — к центру карьерного поля.

6. Фронт эллиптической формы. Начальное расположение — у одной из границ карьерного поля. Перемещение — к границам карьерного поля.

Прямолинейный фронт работ вдоль длинной оси карьерного поля целесообразно располагать при разработке горизонтальных и пологих залежей, значительной протяженности поля, небольшой мощности покрывающих пород, необходимости раздельной выемки полезного ископаемого различных сортов и создания значительных объемов вскрытых запасов. Рассматриваемое расположение фронта обусловливает большой объем горно-капитальных работ, значительную протяженность фронта и транспортных коммуникаций, относительно невысокую скорость его перемещения (30—60 м/год), но создаст большие резервы интенсивности разработки месторождения и, следовательно, наращивания объемов извлечения горной массы

Прямолинейный фронт работ вдоль короткой оси карьерного поля располагается при разработке мощных круто падающих месторождений, покрытых большой толщей пород, при ориентировании на применение мобильных средств транспорта. Это расположение фронта позволяет несколько уменьшить объемы горно-капитальных работ, но усложняет вскрытие и эксплуатацию транспортных коммуникаций из-за необходимости частых реконструкций. Протяженность фронта работ и транспортных коммуникаций относительно невелика, а скорость его перемещения достаточно высока (70— 300 м/год). Возможности наращивания производительности карьера, селективной выемки и создания больших объемов вскрытых запасов полезного ископаемого ограничены.

При расположении фронта работ вдоль одной из осей осуществляют одно- или двухбортовую выемку.

При веерном перемещении фронта рабочие забои располагаются, как правило, с одной стороны откоса разрезной траншеи. При разработке горизонтальных месторождений устраивают один, общий для всех уступов карьера поворотный пункт; при разработке крутых залежей для каждого уступа устраивают отдельный поворотный пункт. Такое перемещение фронта целесообразно применять при проектировании разработки карьерных полей округленной формы, крутых штокообразных залежей, при небольшой мощности мягкой вскрыши, которую, так же как и полезное ископаемое, предполагают разрабатывать оборудованием непрерывного действия.

Выбор круговой и эллиптической формы фронта и порядка его перемещения обусловливается характером залегания разрабатываемых месторождений. При таком расположении фронтов требуются минимальные объемы горно-капитальных и подготовительных работ при вовлечении в разработку новых горизонтов и обеспечивается высокий темп углубления горных работ. Однако при этом протяженность фронта работ, транспортных коммуникаций, число забоев на уступах различны; неизбежно уменьшение стационарности (длительности использования) вскрывающих выработок. Возможности увеличения мощности карьера обычно ограничены

Направление перемещения горной массы может быть поперечное или продольное.

Поперечное перемещение наиболее целесообразно, но возможно только при наличии соответствующих горно-геологических условий, когда возможна перевалка вскрышных пород в выработанное пространство с помощью вскрышных экскаваторов и транспортно-отвальных агрегатов, а также при выемке породы

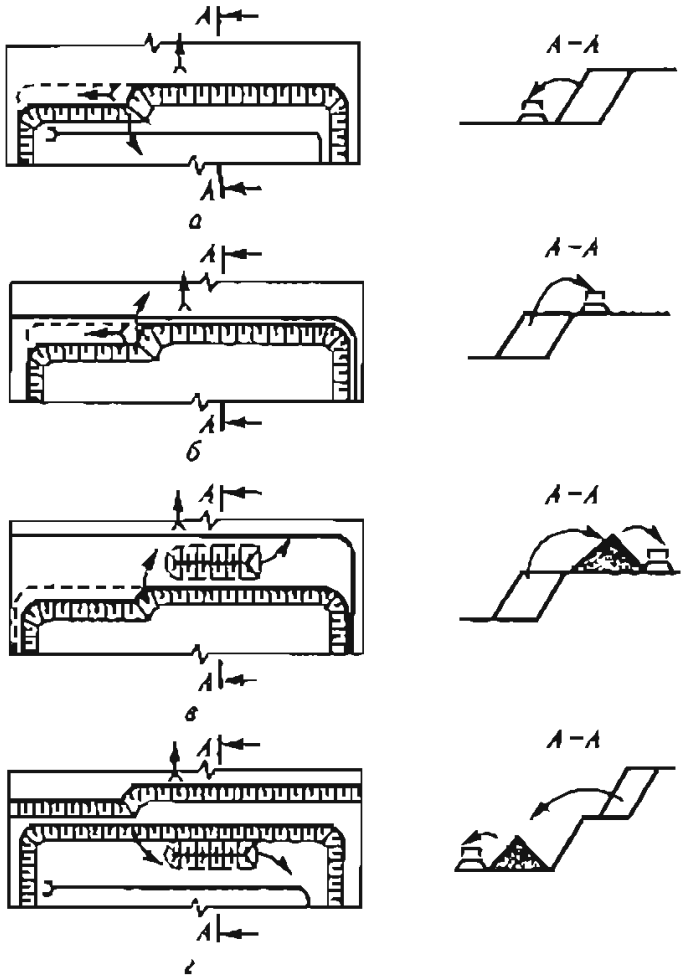


Рис. 11.6 Виды погрузки горной массы на уступе

бульдозерами или скреперами фронтальным забоем и перемещении ее по кратчайшему расстоянию во внутренний или внешний отвал.

Продольное перемещение горной массы осуществляют транспортными средствами.

Вид погрузки. Можно проектировать верхнюю и нижнюю экскаваторную погрузку, верхнюю и нижнюю экскаваторную перевалку.

Нижняя погрузка (рис. 11.6, *а*) обеспечивает наиболее эффективное использование одноковшовых экскаваторов общего назначения.

Верхнюю погрузку (рис. 11.6, *б*) можно проектировать, только предусматривая использование специального оборудования (экскаваторов с удлиненным рабочим органом), когда затруднительно или невыгодно устройство транспортных коммуникаций на почве разрабатываемого уступа, при проведении траншей, небольших объемах работ на горизонте и т.п.

Верхнюю экскаваторную перевалку (рис. 11.6, *в*), когда горную массу временно складируют на верхнюю площадку разрабатываемого уступа и грузят в транспортные средства другим экскаватором, можно применять в отдельных частных случаях (доработка нижних глубоких горизонтов, работа на косогорах при небольших объемах работ)

Нижнюю экскаваторную переваллку (рис. 11.6, *г*) также следует применять лишь в исключительных случаях: при работе на косогорах, для уменьшения высоты уступа и улучшения работы транспорта.

Число транспортных грузовых выходов с уступа может изменяться от 1 до 3. Этим предопределяется формирование одинарного, сдвоенного или строенного фронта. В большинстве случаев применяют одинарный фронт; при большой протяженности неглубоких карьеров, а также для группы верхних уступов высокопроизводительных глубоких карьеров целесообразно предусматривать создание сдвоенного фронта. Строенный фронт можно применять в проектах лишь в крайних случаях.

Характер движения транспортных средств также определяется числом транспортных грузовых выходов Тупиковое движение принимают тогда, когда на уступе имеется один общий транспортный выход, а сквозное (поточное) — при наличии двух (и больше) транспортных выходов.

Транспортные выходы могут располагаться на фланге уступа, что типично для варианта вскрытия рабочих горизонтов стационарными выработками, или в пределах фронта, что характерно при разработке горизонтальных или пологих залежей и расположении вскрывающих выработок на рабочем борту карьера и на добычном уступе.

11.4. Проектирование высоты уступов

Высота уступа непосредственно влияет на ряд общекарьерных показателей: качество добываемого полезного ископаемого; скорость подвигания фронта; темп углубления горных работ, производительность карьера; срок его строительства; объем горно-капитальных работ; общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных транспортных коммуникаций; угол откоса рабочих и нерабочих бортов.

Проектирование высоты уступов следует осуществлять, исходя из геологического строения месторождения, физико-механических свойств пород, характеристик залегания полезного ископаемого, требуемой интенсивности работ, календарного плана, максимально возможного сохранения качества извлекаемых полезных ископаемых, намечаемых к применению техники и технологии отработки уступов.

Основным условием при выборе высоты уступа является его устойчивость, обеспечивающая безопасность ведения горных работ, поэтому высота уступов регламентируется ЕПБ и определяется проектом.

В соответствии с правилами безопасности высота уступа не должна превышать:

- при разработке одноковшовыми экскаваторами типа механической лопаты без применения взрывных работ высоту черпания экскаватора;
- при разработке драглайнами, многоковшовыми и роторными экскаваторами высоту или глубину черпания экскаватора;
- при разработке вручную рыхлых и сыпучих пород 3 м, мягких, но устойчивых, а также крепких монолитных пород 6 м.

Допускается отработка уступов высотой до 30 м послойно, при этом высота забоя не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора.

При отработке уступов слоями следует принимать меры безопасности, исключающие обрушения и вывалы кусков породы с откоса уступа (наклонное бурение, контурное взрывание, заоткоска откосов и др.).

Разработка угольных пластов механическими лопатами допускается одним уступом высотой до 30 м, а в отдельных случаях, с разрешения органов технадзора — до 40 м при условии взрывания уступов скважинными зарядами, расположенными под углом 65°, и регулярной оборки уступа от нависей.

При разработке горизонтальных и пологих залежей высоту уступов устанавливают исходя из мощности пластов полезного ископаемого, покрывающих пород и пропластков. При мягких породах их устойчивость имеет решающее значение.

При отработке мелкотрещиноватых пород и руде применением взрывных работ допускается увеличение высоты забоя до полуторной высоты черпания. В этих случаях следует осуществлять дополнительные меры, препятствующие произвольному обрушению козырьков и нависей.

При отработке уступов экскаваторами с верхней погрузкой высота уступа (подуступа) должна обеспечивать визуальный контроль транспортных средств из кабины машиниста экскаватора.

Все требования ЕПБ относительно механических лопат распространяются на гидравлические экскаваторы.

Высота уступа h в зависимости от линейных параметров экскаватора и метода взрывных работ приближенно может быть определена по выражению

$$h = 0{,}7B\sqrt{\frac{\sin\alpha \sin\alpha_{раз}}{k_р \eta'(1+\eta'')\sin(\alpha-\alpha_{раз})}},$$

где $B = 0{,}8(R_ч + R_р)$ — ширина развала горной массы после взрыва, м; $R_ч$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; $R_р$ — радиус разгрузки экскаватора, м; $\alpha_{раз}$ — угол откоса развала горной массы, градус; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; η' — отношение линии наименьшего сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа, обычно $\eta' = 0{,}55 \div 0{,}7$ (для мгновенного взрывания); η'' — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления, обычно $\eta'' = 0{,}75 \div 0{,}85$ (для мгновенного взрывания).

Следует учитывать, что затраты на подготовку крепких пород к выемке и на транспортирование взорванных пород снижаются с увеличением высоты уступа. Минимум затрат на экскавацию взорванных пород соответствует высоте уступа, равной 15—20 м.

В табл. 11.5 приведены типовые значения высоты уступа и параметров забоя при применении механических лопат с погрузкой на уровне стояния, а в табл. 11.6 — рекомендуемая высота уступа по нормам технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.

Для снижения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных, особенно пологозалегающих месторождений с раздельной выемкой полезного ископаемого высоту уступа принимают в пределах 10—12 м. На этих уступах следует использовать экскаваторы карьерного типа с вместимостью ковша 3—5 м^3.

Таблица 11.5

Типовые значения высоты уступа и параметров забоя при применении механических лопат с погрузкой на уровне стояния (по данным НИИОГР)

Параметры	Экскаватор			
	ЭКГ-5А, ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И, ЭКГ-10	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-8Ус	ЭКГ-6,3Ус, ЭКГ-8У
Максимальная высота черпания экскаватора, м	10,3	12,5	15,6	17,1
Максимальная высота уступа, м, при отработке:				
без буровзрывных работ	10	12,5	15	17
с буровзрывными работами:				
без подпорной стенки	15	20	22	25
с подпорной стенкой	12,5	17	18,7	21
Ширина заходки по целику, м, при отработке:				
без буровзрывных работ	14	18	22	25
с буровзрывными работами:				
без подпорной стенки				
за один проход	9—11	10—17	15—23	15—20
за два прохода	15—25	12—37	17—40	16—43
с подпорной стенкой за один проход	9—12	10—19	16—24	15—22
Расстояние от оси хода экскаватора до бровки забоя, м:				
внешней	5	5,8	7,2	7,5
внутренней	9	12,2	14,8	13,5

Таблица 11.6

Рекомендуемая высота уступа, м, по нормам технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов

Породы	Число рядов скважин	Экскаватор			
		Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4,6(5)	ЭКГ-8И
Рыхлые	—	8	9	10	13
Скальные при диаметре скважин, мм.					
105—125	3	10—8	12—10	—	—
	4	10—8	12—10	15—12	—
	5	8	10—8	12—10	—
150—170	2	10—8	12—10	15—12	20—18
	3	10—8	12—10	12—10	20—18
	4	—	10—8	12—10	18—15

Породы	Число рядов скважин	Экскаватор			
		Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4,6(5)	ЭКГ-8И
200—250	2	—	—	15—12	20—18
	3	10—8	12—10	12—10	18—15
	4	—	8	10	15
270—300	2	—	—	15—12	20—18
	3	—	—	12—10	18—15
	4	—	—	10	15

При разработке наклонных и крутопадающих залежей простого строения, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, требуемой производительностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов. Оптимальной высотой уступа считают высоту, равную 12—15 м при использовании мехлопат с ковшом вместимостью 3—5 м^3 и 17—20 м для экскаваторов с ковшом вместимостью 8—12 м^3.

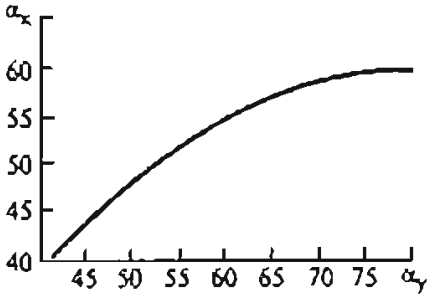


Рис. 11.7. График зависимости угла откоса уступа α_x от угла устойчивого откоса α_y

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием «прямая лопата» определяется по выражению

$$h_{max} = (R_{ч\,max} - l_x)\,\mathrm{tg}\,\alpha_x \le H_{ч\,max},$$

где $R_{ч\,max}$ — максимальный радиус черпания, м; l_x — длина гусеничной тележки, через которую учитываются конструктивные параметры экскаватора и ширина предохранительной площадки между гусеницами и откосом уступа, м; α_x — угол откоса уступа, градус, скорректированный по отношению к расчетному углу α_y по зависимости на рис. 11.7; $H_{ч\,max}$ — максимальная высота черпания экскаватора, м.

Ширина заходки при отработке уступа максимальной высоты h_{max} и угле устойчивого откоса α_y, а также при угле между осью хода и внешней кромкой забоя, равном 45°, $A = 1{,}7l_x$.

Предельные значения высоты уступа в зависимости от угла устойчивого откоса приведены в табл. 11.7.

Таблица 11.7

Высота уступа и ширина заходки гидравлических экскаваторов

Угол устойчивого откоса α_y, градус	ЭО-5124	ЭО-6123	ЭГ-12А	ЭГ-20
Высота уступа				
45	4,5	5	8,2	10,5
50	5,2	5,7	9,3	12,1

Угол устойчивого откоса α_y, градус	ЭО-5124	ЭО-6123	ЭГ-12А	ЭГ-20
55	5,9	6,5	10,5	13,9
60	6,6	7,2	11,8	15,3
65	7,3	7,9	12,6	16,9
70	7,7	8,4	13,5	17,9
75	7,9	8,6	—	—
80	8,3	9	—	—
Ширина заходки				
При $\alpha = \alpha_y$ и $h = h_{max}$	7	8,5	11,1	13,4

При отработке уступа с углом устойчивого откоса $\alpha > \alpha_y$ и высотой, меньшей чем h_{max}, соответствующей α_y, ширина заходки может быть увеличена до

$$A = 1{,}7[l_x + h(\mathrm{ctg}\,\alpha_y - \mathrm{ctg}\,\alpha)].$$

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием «обратная лопата» и нижним черпанием зависит от угла устойчивого откоса с учетом дополнительной нагрузки на массив, возникающей при работе экскаватора, а также от глубины копания $H_к$.

Значения высоты уступа применительно к экскаватору ЭГО-8 приведены в табл. 11.8. При расчетах для более мощных экскаваторов следует принимать меньшее из возможных значений, для экскаваторов с меньшей вместимостью ковша — большие значения.

Таблица 11.8

Высота уступа, отрабатываемого экскаватором ЭГО-8 нижним черпанием

Угол устойчивого откоса, градус	Коэффициент разрыхления породы	Погрузка в автосамосвалы на горизонте стояния экскаватора	Погрузка в железнодорожные составы на горизонте стояния экскаватора
45—50	1	$(0{,}75—0{,}85)H_к$	$(0{,}6—0{,}65)H_к$
55—65	1	$(0{,}78—0{,}87)H_к$	$(0{,}63—0{,}67)H_к$
55—60	1,25—1,45	$(0{,}78—0{,}82)H_к$	$(0{,}67—0{,}7)H_к$
65—70	1,25—1,3	$(0{,}8—0{,}85)H_к$	$(0{,}75—0{,}78)H_к$
65—70	1,1—1,2	$(0{,}84—0{,}9)H_к$	$(0{,}78—0{,}82)H_к$

Ширина заходки при нижнем черпании, м,

$$A = 1{,}7(b_x + 3) + h\,\mathrm{ctg}\,\alpha,$$

где b_x — ширина хода экскаватора, м.

Высота уступа при работе мехлопаты с верхней погрузкой (рис. 11.8) ограничена высотой разгрузки экскаватора $H_{р\,max}$ и радиусом разгрузки $R_р$ и может быть рассчитана по выражениям:

$$h_{max} \le H_{р\,max} - l_б - e;$$

$$h_{max} \le \left[R_p - R_{ч.у} - \frac{П_т}{2} - \left(Z + \frac{П_т}{2} \right) \right] \operatorname{tg} \alpha,$$

где $l_в$ — высота вагона или кузова самосвала от кровли уступа, м; e — безопасный зазор между кузовом и ковшом в момент разгрузки, м (e = 0,5÷0,7 м); $R_{ч.у}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; $П_т$ — ширина транспортной полосы, м; Z — ширина призмы возможного обрушения, м. В соответствии с ЕПБ расстояние от бровки уступа до оси железнодорожного пути или автодороги ($Z + П_т/2$) устанавливается проектом, но должно быть не менее 2,5 м; α — угол откоса уступа, градус. В устойчивых породах α = 60÷70°.

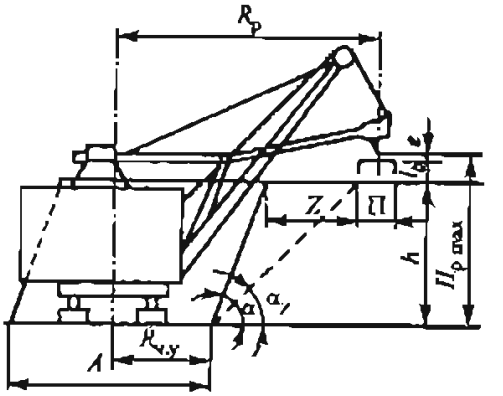


Рис 11.8. Схема к определению высоты уступа при работе экскаватора с верхней погрузкой

Ее можно рассчитывать исходя из условия, что развал горной массы будет убран за один проход экскаватора:

$$h = 1{,}05 R_{ч.у} \sqrt{\frac{\psi}{\eta k_р}},$$

где $\psi = \frac{\operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \alpha_р}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \alpha_р}$, η — отношение линии наименьшего сопротивления к высоте уступа (обычно η = 0,55÷0,7).

Величину h можно также принимать в соответствии с данными табл. 11.9. Углы устойчивого откоса уступа, равные 34, 45 и 70°, соответствуют мягким, полускальным и скальным породам.

Таблица 11.9

Типовые значения высоты уступа и параметров забоя при применении механических лопат с верхней погрузкой (по данным НИИОГР)

Параметры	ЭКГ-4У (ЭКГ-5Ус)			ЭКГ-6,3У			ЭКГ-8У		
	Угол устойчивого откоса уступа, градус								
	34	45	70	34	45	70	34	45	70
Угол откоса рабочего уступа, градус	60	60	80	60	60	80	60	60	80
Высота уступа (глубина траншеи), м	8	10,5	11	13	16,5	18	12	16	18
Нормальная ширина заходки, м	19	19	24	23	23	31	25	25	34

Высоту уступов, разрабатываемых погрузчиками, определяют исходя из их параметров в соответствии с требованиями ЕПБ.

Принимаемые при проектировании значения высоты уступов и углов откосов рабочих уступов во многом определяют размеры рабочих площадок и, как следствие этого, угол наклона рабочего борта карьера.

Углы откоса рабочих уступов зависят от свойств пород, принятых способов отработки уступов и других факторов. В процессе проектирования при опреде-

лении углов откоса рабочих уступов пользуются либо практическими данными, либо таблицами.

Параллельно с определением высоты уступов, исходя из условий залегания горных пород, необходимо устанавливать положения их верхних и нижних площадок. Отметки площадок уступов по возможности должны совпадать с контактами различных пород. Необходимо также учитывать возможность селективной выемки. Всегда желательно, чтобы уступ был сложен однородными породами, в добычном уступе было как можно меньше пустых пород, а во вскрышном — полезного ископаемого.

Высота уступа существенно влияет на скорость подвигания экскаваторных забоев и фронта работ, а также на сроки вскрытия и подготовки новых горизонтов, т.е. на интенсивность отработки месторождения. С увеличением высоты уступа снижается скорость подвигания забоев и фронтов работ уступа.

Увеличение высоты уступа приводит к существенному увеличению объема траншейных работ и, как следствие этого, к увеличению времени подготовки новых горизонтов.

Высота уступов оказывает существенное влияние на скорость углубления карьера. Так, при уменьшении высоты уступов с 20 до 10 м, т.е. в 2 раза, достижимая скорость углубления увеличивается в 1,5 раза. Она ограничена продолжительностью работ по вскрытию и подготовке горизонтов, а не скоростью перемещения фронта верхних рабочих уступов.

Для сокращения периода строительства и сроков освоения проектной производительности карьера целесообразно высоту верхних уступов принимать небольшой, что обеспечит более быстрое развитие работ в первый период эксплуатации, а затем, когда карьер перейдет на нормальный режим работы, высота уступов может быть увеличена.

Так, во многих проектах высоту верхних уступов принимали в пределах 8—10 м, а нижних — 12—15 м и более.

Известна тенденция увеличения высоты уступов для повышения интенсивности отработки месторождения, угла наклона рабочего борта и уменьшения текущего коэффициента вскрыши. Проверить, что интенсивность отработки не снизилась с увеличением высоты уступа, можно по выражению

$$\frac{Q_2}{h_2 L_{б_2} (\operatorname{ctg} \alpha_2 + \operatorname{ctg} \beta)} \geq \frac{Q_1}{h_1 L_{б_1} (\operatorname{ctg} \alpha_1 + \operatorname{ctg} \beta)},$$

где Q_1 и Q_2 — производительности экскаваторов при меньшей h_1 и большей h_2 высоте уступа, м^3/год (например, $h_1 = 15$ м, $h_2 = 20$ м); $L_{б1}$ и $L_{б2}$ — длины экскаваторных блоков, м; α_1 и α_2 — углы наклона борта карьера при меньшей и большей высоте уступа, градус (например, $\alpha_1 = 15^\circ$, $\alpha_2 = 18^\circ$); β — угол наклона залежи, градус (например, $\beta = 35^\circ$).

При приведенных выше значениях параметров и $L_{б1} = L_{б2} = 1000$ м получим $Q_2 \geq 1{,}17 Q_1$, т.е. необходимо увеличить производительность экскаваторов на 17 % или уменьшить длину экскаваторных блоков на 14 % (при $Q_1 = Q_2$) и увеличить число экскаваторов.

Кроме того, необходимо проверить влияние увеличения высоты уступа на показатели потерь и разубоживания. При разработке малоценных полезных ископаемых этот вопрос остро не стоит. При высокой ценности полезных ископаемых на изменение этих показателей следует обратить самое пристальное

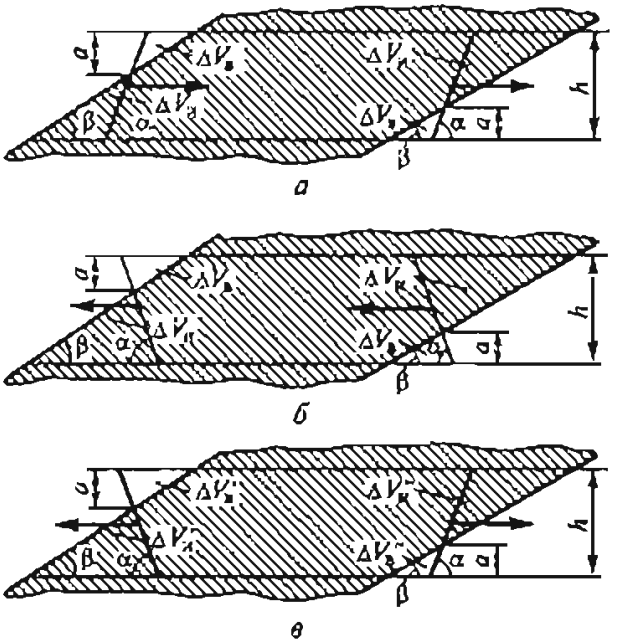


Рис 11.9. Схемы к расчету потерь $\Delta V_и$ и разубоживания $\Delta V_в$ у контактов рудного тела при различных способах подготовки уступа (по А.И. Арсентьеву)

внимание, так как при увеличении высоты уступа прямо пропорционально увеличиваются потери и разубоживание.

Их величины во многом зависят от взаимного положения плоскостей забоя и фронта рабочего уступа и контакта полезного ископаемого и пустых пород. Возможные положения этих плоскостей могут быть сведены к трем случаям:

1. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны висячего бока залежи (рис. 11.9, *а*).

2. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны лежачего бока залежи (рис. 11.9, *б*).

3. Фронт работ перемещается по полезному ископаемому (рис. 11.9, *в*).

На рис. 11.9 приведены наиболее распространенные условия, когда угол падения залежей меньше угла откоса рабочего уступа α. Угол падения залежи существенно влияет на высоту уступов. Наиболее часто, особенно на месторождениях цветных металлов, не прослеживается четкой закономерности в изменении угла падения рудных тел по глубине как со стороны висячего, так и со стороны лежачего бока. В связи с этим можно пользоваться средневзвешенным значением угла β для всего месторождения или его части.

Удельные объемы теряемого полезного ископаемого $\Delta V_и$, м^3/м, и примешиваемой пустой породы $\Delta V_в$, м^3/м, на контакте рудного тела могут быть определены по следующим выражениям:

для схемы, приведенной на рис. 11.9, *а*,

$$\Delta V_и = \frac{(h-a)^2}{2}(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \qquad (11.1)$$

$$\Delta V_в = \frac{a^2}{2}(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \qquad (11.2)$$

для схемы, приведенной на рис. 11.9, *б*,

$$\Delta V_{н} = \frac{(h-a)^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta + \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.3)$$

$$\Delta V_{в} = \frac{a^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta + \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.4)$$

для схемы, приведенной на рис. 11.9, *в*,

$$\Delta V'_{н} = \frac{(h-a)^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta + \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.5)$$

$$\Delta V'_{в} = \frac{a^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta + \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.6)$$

$$\Delta V''_{н} = \frac{(h-a)^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta - \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.7)$$

$$\Delta V'' = \frac{a^2}{2}(\mathrm{ctg}\,\beta - \mathrm{ctg}\,\alpha). \qquad (11.8)$$

В обобщенном виде уравнения (11.1)—(11.8) для одного контакта полезного ископаемого и породы могут быть записаны следующим образом:

$$\Delta V_{н} = \frac{(h-a)^2}{2}(\pm\mathrm{ctg}\,\beta \pm \mathrm{ctg}\,\alpha); \qquad (11.9)$$

$$\Delta V_{в} = \frac{a^2}{2}(\pm\mathrm{ctg}\,\beta \pm \mathrm{ctg}\,\alpha), \qquad (11.10)$$

где h — высота уступа, м; a — высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки, м; α — угол откоса уступа, градус; β — угол падения контакта руды, градус.

Знаки «+» и «+» ставят при направлении работ от лежачего бока к висячему, «—» и « + » — при направлении работ от висячего бока к лежачему и $\beta > \alpha$, «+» и «—» — то же, при $\beta < \alpha$.

Приведенные выражения позволяют устанавливать количественное влияние на величину потерь и разубоживания, направления перемещения рабочих уступов по отношению к контактам рудного тела. Так, при углублении карьера в породах лежачего бока потери и разубоживание всегда больше, чем при углублении в породах висячего бока. Уменьшить их можно только с помощью применения селективной выемки.

На показатели потерь и разубоживания существенное влияние оказывает расположение взрывных скважин в зоне контакта полезного ископаемого и пустой породы, так как изменение расположения скважин с изменением высоты треугольника пустых пород a [см. формулы (11.9) и (11.10)] может существенно влиять на величину потерь и разубоживание. Коэффициент потерь ориентировочно может быть определен по выражению

$$\eta = \Delta V_{г.о}/(Mh),$$

а коэффициент объемного разубоживания — по выражению

$$\rho = \frac{\Delta V_{\text{к}0}}{Mh + \Delta V_{\text{в}0} - \Delta V_{\text{п}0}},$$

где M — горизонтальная мощность рудного тела, м; $\Delta V_{\text{п}0}$ и $\Delta V_{\text{в}0}$ — удельные объемы теряемого полезного ископаемого и примешиваемых пород на всех контактах полезного ископаемого, м^3/м.

При определении $\Delta V_{\text{п}0}$ и $\Delta V_{\text{в}0}$ необходимо дополнительно учитывать наличие в полезном ископаемом породных прослоек.

Очень часто при разработке ценных руд высоту уступов по руде принимают меньшей, чем по пустым породам. Обычно вскрышной уступ при подходе к руде разделяют на два уступа.

Для снижения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных, особенно пологозалегающих месторождений с раздельной выемкой полезного ископаемого, высоту уступа принимают в пределах 10—12 м. На этих уступах следует использовать экскаваторы карьерного типа с вместимостью ковша 3—5 м^3.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей простого строения оптимальной высотой уступа считают высоту, равную 12—15 м при использовании мехлопат с ковшом вместимостью 3—5 м^3 и 17—20 м для экскаваторов с ковшом вместимостью 8—12 м^3.

Отметим, что между высотой уступа и параметрами буровзрывных работ существует тесная взаимосвязь: с увеличением высоты уступа (при применении вертикальных скважин и угле откоса уступа меньше 90°) увеличивается сопротивление по подошве. Для обеспечения эффективности работ требуется увеличивать вместимость скважин, используя котловые заряды или увеличивая диаметр скважины.

Применение наклонных скважин, параллельных откосу рабочего уступа, позволяет резко увеличить высоту уступа без изменения диаметра скважин.

Высоту уступа следует выбирать исходя из условия обеспечения высокоэффективной работы экскаваторов. Прежде всего высота уступа должна обеспечивать наполнение ковшей экскаваторов, поэтому она должна быть не менее 2/3 высоты расположения напорного вала механической лопаты.

При разработке развала взорванных пород высота развала $h_{\text{р}}$ должна быть увязана с высотой черпания экскаватора $H_{\text{ч}}$

$$h_{\text{р}} \le \alpha_{\text{п}} H_{\text{ч}}, \qquad (11.11)$$

где $\alpha_{\text{п}}$ — коэффициент, зависящий от степени дробления и слеживаемости пород, а также от необходимости селективной выемки (при селективной выемке $\alpha_{\text{п}} = 1$; при хорошо раздробленных и неслеживающихся породах $\alpha_{\text{п}} = 1{,}2 \div 1{,}4$).

Зависимость высоты развала породы от высоты уступа пока еще недостаточно изучена. Ориентировочно предполагается прямо пропорциональная зависимость:

$$h_{\text{р}} = \tau h, \qquad (11.12)$$

где τ — коэффициент, учитывающий способ взрывания (при однорядном взрывании $\tau = 0{,}7 \div 0{,}9$; при многорядном — $\tau = 1 \div 1{,}15$).

Из выражений (11.11) и (11.12) высота уступа

$$h \le \frac{\alpha_п}{\tau} H_с.$$

Ширина развала породы после взрыва для обеспечения наилучшего использования экскаватора должна содержать целое число его заходок, т.е.

$$B = \mu A,$$

где μ — число заходок (1, 2 или 3)

При $A = 1{,}5\ R_ч$ высота уступа

$$h = 1{,}5 R_ч \frac{\mu}{c},$$

где $R_ч$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; c — коэффициент ширины развала, $c = 1 \div 3$.

Для обеспечения взрывания без уборки путей ширина развала должна удовлетворять определенному условию, при этом

$$h \le \frac{1}{c}[W_0 + 0{,}8(R_ч + R_р) - l],$$

где W_0 — ширина отрываемой части уступа, м; $R_ч$ и $R_р$ — радиусы черпания на уровне стояния и разгрузки экскаватора, м; l — допустимое расстояние от оси пути до развала породы (обычно $l = 2 \div 3$ м).

С точки зрения организации транспортирования горной массы в карьере всегда целесообразно принимать уступы большой высоты, так как при этом сокращается число горизонтов и уменьшается объем работ по устройству транспортных коммуникаций.

При определении высоты уступов необходимо также учитывать, что она оказывает влияние на годовые объемы вскрышных работ и текущий коэффициент вскрыши. С уменьшением высоты уступов обычно увеличивается коэффициент вскрыши первого периода работы карьера.

Приведенный анализ основных факторов, влияющих на высоту уступов, показывает, что это влияние противоречиво. Окончательное решение следует принимать в конкретных условиях индивидуально.

11.5. Проектирование рабочей площадки

Ширина рабочей площадки в соответствии с ЕПБ и с учетом ее назначения определяется расчетом по нормам технологического проектирования.

Ее проектируют по условиям эффективного использования оборудования при безопасном размещении основных горных машин и транспортных коммуникаций, вспомогательного транспорта и оборудования (силовые и осветительные линии и др.). Она включает в себя ширину заходки экскаватора при разработке мягких пород или развала взорванной породы, транспортную полосу, ширину призмы возможного обрушения, полосы безопасности.

При использовании мехлопат минимальная ширина рабочей площадки при разработке скальных и полускальных пород (рис. 11.10) складывается из ширины развала взорванной породы (в мягких породах — ширины экскаваторной заходки A), транспортной полосы $П_т$, гарантийных расстояний от транспортной

полосы до нижней бровки развала и до призмы возможного обрушения Z и бермы безопасности z

$$Ш_{р.п} = B + П_т + C + z + Z.$$

При разработке мягких пород вместо величины в выражении фигурирует величина заходки A.

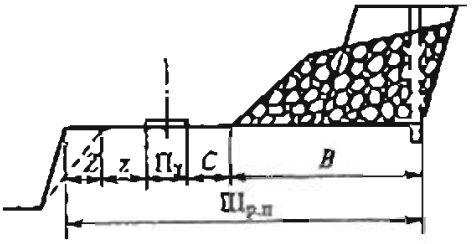


Рис 11.10. Схема к определению ширины рабочей площадки

В крепких породах ширину заходки A (табл. 11.10) после взрыва принимают максимально возможной, обеспечивающей наименьшее число передвижек железнодорожных путей, $A = (1,5 \div 1,7) R_{к.у}$.

При разработке мягких пород без применения взрывных работ $A \approx 1,5 R_{к.у}$.

Таблица 11.10

Ширина экскаваторной заходки (по данным института «Гипроруда»)

Экскаватор	Радиус черпания на уровне стояния $R_{к.у}$, м	Ширина экскаваторной заходки (1,5—1,7) $R_{к.у}$, м
ЭКГ-5	9	14,1—17
ЭКГ-8И	12,2	18—21,6
ЭКГ-4У	14,5	21—25,2
ЭКГ-12,5	14,8	22,2—26,6
ЭКГ-6,3У	21,4	30—36

Ширина развала взорванных пород зависит от свойств пород в массиве, высоты уступа, величины зарядов, их расположения и ориентировки относительно откоса уступа, порядка взрывания.

Порядок расчета высоты и ширины развала породы приведен в подразд. 13.1.2.

Ширина заходки драглайна определяется технологической схемой разработки. Основной тип забоя драглайна — торцевой. Минимальная ширина заходки равна половине ширины хода драглайна: $A_{min} = 0,5 C_x$. Максимальная ширина заходки определяется по выражению

$$A_{max} = R_к (\sin \omega_1 + \sin \omega_2),$$

где ω_1 и ω_2 — углы поворота экскаватора при черпании, не превышающие каждый 30—45°.

Обычно $\omega_1 = 0$, общий угол поворота драглайна для разгрузки составляет 45—90°. В этом случае $A = R_к \sin \omega$. Ширина заходки составляет для драглайнов: ЭШ-4/40М и ЭШ-5/45 — 23 м; ЭШ-6/60 — 29 м; ЭШ-10/70А — 33 м; ЭШ-14/75 — 36 м, ЭШ-20/90 — 42 м.

Драглайны можно применять для непосредственной погрузки породы в транспортные средства (рис. 11.11, *а*), отсыпки породы в насыпь и последующей ее отгрузки мехлопатами (рис. 11.11, *б*), а также для отгрузки породы через бункеры-перегружатели (рис. 11.11, *в*).

При использовании промежуточных бункеров-питателей с консольными конвейерами и отдельных конвейерных перегружателей панели можно отраба-

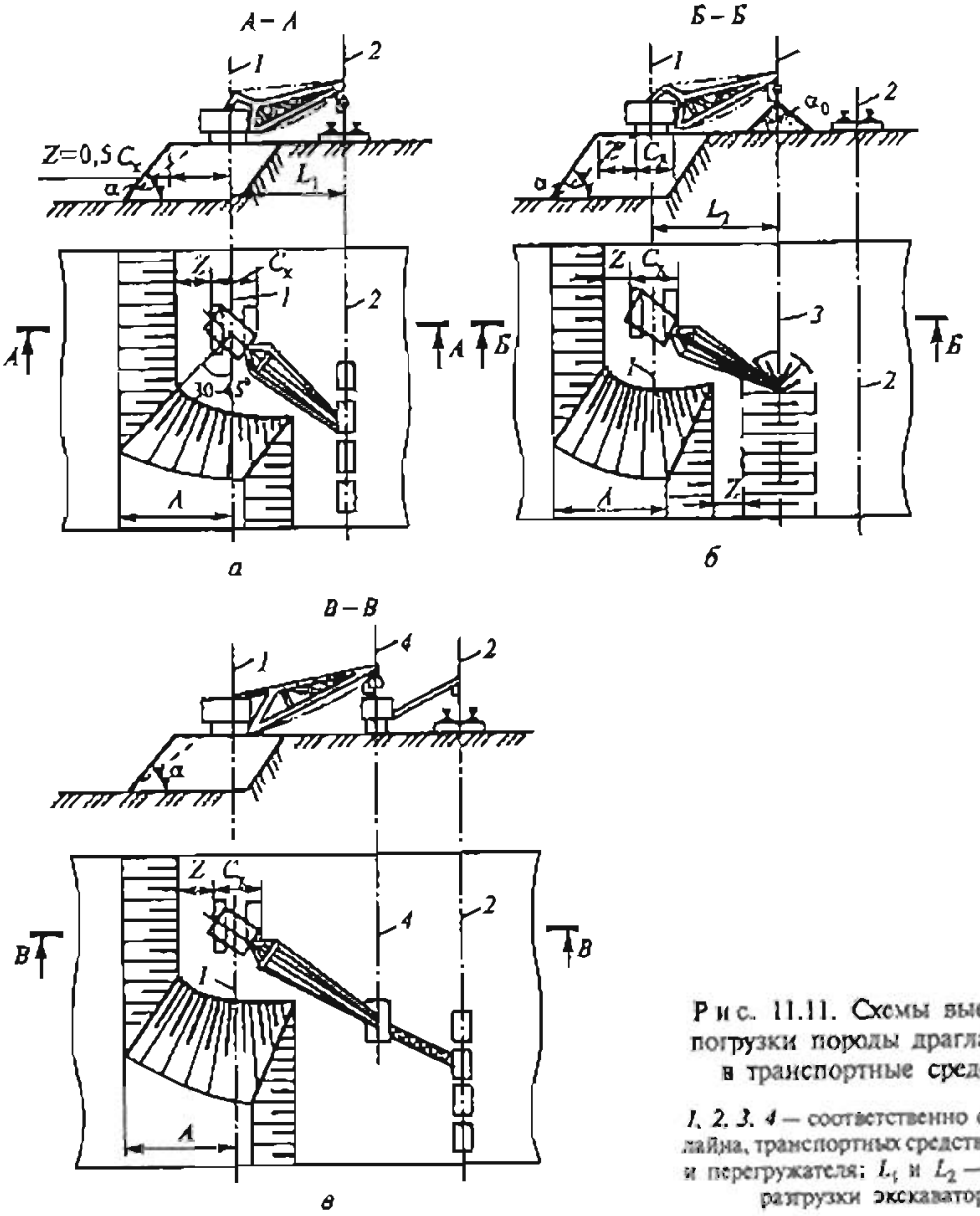


Рис. 11.11. Схемы выемки и погрузки породы драглайнами в транспортные средства:

1, 2, 3, 4 — соответственно оси драглайна, транспортных средств, насыпи и перегружателя; L_1 и L_2 — радиусы разгрузки экскаватора

тывать одной или несколькими нормальными или широкими сквозными продольными заходками, сквозными поперечными заходками или тупиковыми продольными широкими заходками. При работе нижним черпанием забойные конвейеры и промежуточные перегружатели могут быть установлены как на верхней, так и на нижней площадках уступа.

При разработке подводных забоев песчаных и песчано-гравийных пород следует учитывать уменьшение угла откоса забоя α_3 и его возможной высоты.

Ширину транспортной полосы $П_т$ принимают в зависимости от вида транспорта и характеристик транспортных средств.

При железнодорожном транспорте при одном забойном пути (короткий фронт работ, один экскаватор на уступе) $П_т = 3$ м, при двух путях на уступе $П_т = 7{,}5 \div 15$ м в зависимости от принимаемой ширины междупутья. Минимальный размер междупутья 4,5 м. Для сокращения числа циклов переукладки забойных путей ширину междупутья часто принимают равной ширине экскаваторной заходки.

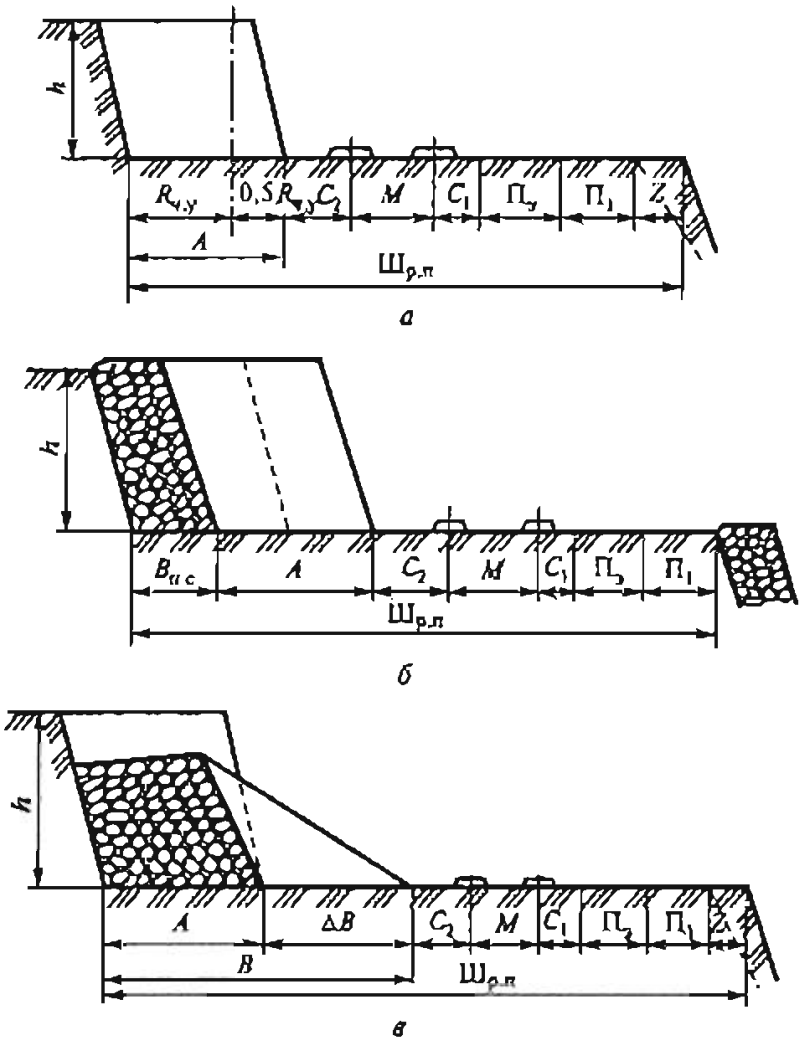


Рис. 11.12. Схемы к расчету ширины рабочей площадки при железнодорожном транспорте

Ширина рабочей площадки при железнодорожном транспорте. В соответствии с Типовыми технологическими схемами ведения горных работ на угольных разрезах ширину рабочей площадки $Ш_{р.п}$ уступа, м, рассчитывают по следующим формулам:

при разработке мягких пород без буровзрывных работ (рис. 11.12, *а*)

$$Ш_{р.п} = A + C_2 + M + C_1 + П_э + П_1 + Z;$$

при взрывании пород с подпорной стенкой (рис. 11.12, *б*)

$$Ш_{р.п} = B_{п.с} + A + C_2 + M + C_1 + П_э + П_1;$$

при взрывании пород без подпорной стенки (рис. 11.12, *в*)

$$Ш_{р.п} = A + \Delta B + C_2 + M + C_1 + П_э + П_1 + Z,$$

где A — ширина заходки по целику, м; C_2 — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа или развала, м; M — расстояние между осями железнодорожных путей, м; C_1 — расстояние от оси железнодорожного пути до полосы для размещения дополнительного оборудования, м; $П_э$ — ширина полосы

для размещения устройств электроснабжения, м; $П_1$ — ширина полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта, м; Z — ширина полосы безопасности (призмы возможного обрушения), м; $B_{п.с}$ — ширина подпорной стенки, м; ΔB — приращение ширины развала горной массы, м,

$$\Delta B = B - A,$$

где B — ширина развала горной массы после взрыва, м

Типовые размеры элементов рабочих площадок при использовании железнодорожного транспорта и различных экскаваторов приведены в табл. 11.11.

Таблица 11.11

Типовые размеры элементов рабочих площадок при железнодорожном транспорте (по данным НИИОГР)

Элемент рабочей площадки	Экскаватор		
	ЭКГ-5А, ЭКГ-4,6, ЭКГ-8И	ЭКГ-8И, ЭКГ-6,3Ус	ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, ЭКГ-8У
Минимальное расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа или развала, м	3,5	5	6
Расстояние между осями железнодорожных путей, м	4,5*/7	4,5*/8	4,5*/8
Расстояние от оси железнодорожного пути до полосы дополнительного оборудования, м	2,5	2,5	2,5
Ширина полосы для размещения дополнительного оборудования, м	6	6	6

*В числителе — при применении электровозной и дизель-электрической тяги, в знаменателе — при применении контактных электровозов.

Фактическая ширина рабочей площадки может отличаться от расчетной. При ее увеличении создаются благоприятные условия для работы горного и транспортного оборудования.

Минимальная ширина рабочих площадок при разработке мягких пород мехлопатами с ковшами вместимостью 4—5 и 8 м^3 составляет соответственно 25—30 и 29—33 м, а при разработке скальных пород 37—50 и 45—60 м. При наличии резервной зоны ширина рабочей площадки доходит до 60—75 м.

Ширина рабочей площадки при автомобильном транспорте зависит от параметров применяемого выемочно-погрузочного оборудования, автосамосвалов и схем их установки под погрузку.

Для определения ширины рабочей площадки $Ш_{р.п}$, м, Центрогипрошахтом были рекомендованы следующие выражения:

- при погрузке мягких пород механической лопатой в автосамосвалы (рис. 11.13, *а*, табл. 11.12)

$$Ш_{р.п} = A + c_2 + M + П_1 + c_1 + Z;$$

- при петлевом развороте автосамосвалов должно выполняться условие

$$Ш - c_1 - c_2 \geq 2R_э;$$

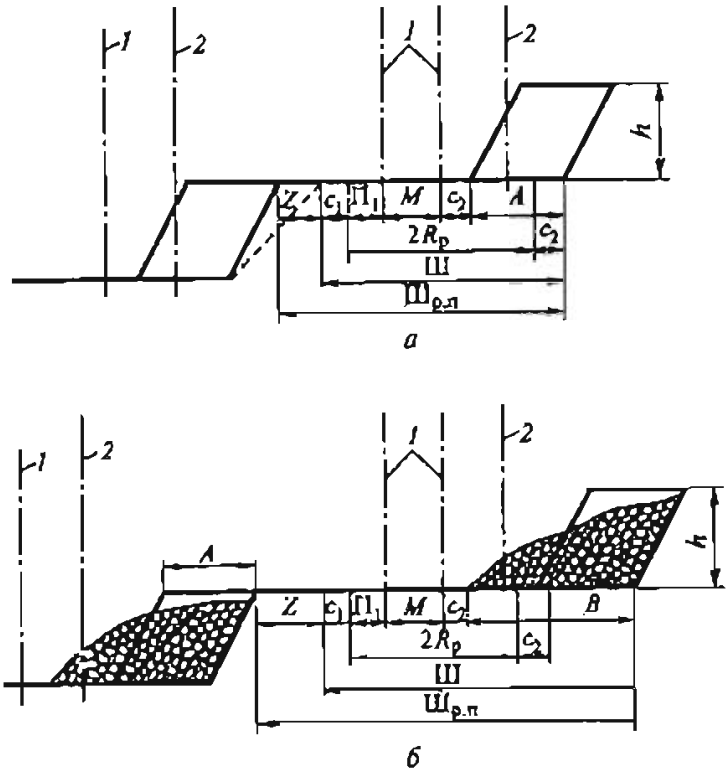


Рис. 11.13. Схемы к расчетам ширины рабочей площадки при автомобильном транспорте:

1 — оси дорог; *2* — оси экскаваторов

• при погрузке взорванных пород в автосамосвалы (рис. 11.13, *б*, см. табл. 11.12)

$$Ш_{р.п} = B + c_2 + M + П_1 + c_1 + Z;$$

• при отгрузке горной массы из развала в две заходки и петлевом развороте автосамосвалов должно выполняться условие

$$Ш - c_1 - c_2 - B/2 \geq R_р,$$

где A — ширина заходки экскаватора, м; c_2 — расстояние от оси дороги до нижней бровки уступа или развала, м; M — расстояние между осями движения на двухполосной автодороге, м; $П_1$ — полоса для размещения дополнительного оборудования, м; c_1 — расстояние между полосой для размещения дополнительного оборудования и полосой безопасности, м; Z — полоса безопасности, м; $R_р$ — радиус разворота автосамосвала, м; B — ширина развала горной массы после взрыва, м.

Таблица 11.12

Размеры элементов рабочих площадок при автотранспорте (по данным Центрогипрошахта), м

Экскаватор	c_2	M	$П_1$	c_1
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б; ЭКГ-8И	3	4,5—5	3	3
ЭКГ-8И; ЭКТ-6,3Ус;ЭГ-12	3—4	5	3	3—3,5
ЭКГ-12,5; ЭКГ-15; ЭКГ-8Ус; ЭКГ-10Ус; ЭКГ-20	3,5—4	6—6,5	3	3,5—4,5

Минимальную ширину рабочих площадок рассчитывают по приведенным ранее формулам. В мягких породах она составляет приблизительно 25—30 м, а в скальных — 40—60 м.

При разработке уступа панелями *ширину блока панели* (части панели, разрабатываемой одной выемочной машиной) выбирают в зависимости от технологии разработки уступа, параметров применяемого оборудования и схем установки автосамосвалов под погрузку. При разработке мягких пород рациональная ширина блока панели (заходки) находится в пределах $(0,7 \div 1)R_{э.у}$.

При разработке скальных и полускальных пород с применением взрывных работ ширина блока панели зависит от возможной ширины развала взорванных пород и условий движения автосамосвалов. При сквозном движении автомашин целесообразна ширина блока панели, равная двум-трем экскаваторным заходкам.

При маятниковом движении автомашин в пределах фронта уступа целесообразно предусматривать ведение выемочно-погрузочных работ широкими заходками (на полную ширину развала), что позволяет легко создавать маневровые площадки необходимой ширины (20— 25 м) и обеспечивать кольцевой подъезд автосамосвалов к экскаватору или их спаренную установку.

Ширину блоков панелей часто проектируют в зависимости от положения разрабатываемого уступа по глубине карьера, взрываемости горных пород, сложности разрабатываемых залежей, требуемой скорости подвигания фронта горных работ. На верхних горизонтах (преимущественно вскрышных) для увеличения скорости движения фронта уступа в легко- и средневзрываемых породах применяют широкие блоки (4—6 рядов скважин). На нижних горизонтах (глубина 100—150 м и более) стесненность рабочего пространства вынуждает ограничить ширину блока панели двумя-тремя рядами скважинных зарядов. При разработке сложноструктурных залежей, когда применяют как торцевые, так и фронтальные экскаваторные забои, ширину блоков часто устанавливают по условиям раздельного взрывания полезного ископаемого и пустых пород, уменьшения степени разубоживания полезного ископаемого. Для получения небольшой скорости подвигания фронта работ ширину рабочей площадки уменьшают, а следовательно, ограничивают и ширину блоков панелей, что позволяет сократить переходящие объемы вскрышных работ.

Ширина рабочей площадки при панельной отработке уступов рассчитывается с учетом принимаемой технологии и организации производства горных работ, необходимости резервных блоков панели, размеров взрываемых блоков и технологии взрывных работ. В скальных породах она составляет 75—80 м и более.

Ширина рабочей площадки одноковшовых карьерных погрузчиков при использовании их в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования во многом зависит от схемы работы, длины погрузчика, угла установки автосамосвала к забою, его ширины, ширины развала породы.

Для обеспечения минимальной продолжительности погрузки автосамосвала целесообразно предусматривать его установку под углом 10—20° к фронту забоя.

Минимальная ширина рабочей площадки погрузчика, м:

- при установке автосамосвала под углом 10—60° к забою и частичном развороте погрузчика (рис 11.14, *а*)

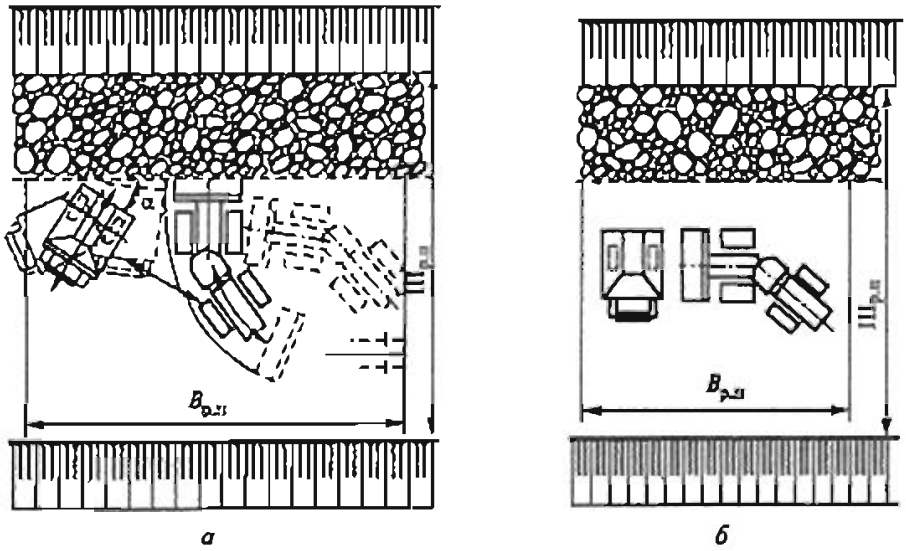


Рис. 11.14. Схемы к определению минимальной ширины рабочей площадки погрузчика и уступа при установке автосамосвала под углом к фронту забоя (*а*) и перпендикулярно к фронту забоя на расстоянии 4—6 м от его нижней бровки (*б*)

$$B_{р.п} = 0{,}8l_п + l_а \sin\alpha_а + b_а \cos\alpha_а + z,$$

где $l_п$ и $l_а$ — габаритная длина погрузчика и автосамосвала, м; $b_а$ — ширина автосамосвала, м; $\alpha_а$ — угол установки автосамосвала к забою, градус; z — минимально допустимое расстояние между нижней бровкой развала горной породы и автосамосвалом (погрузчиком), z = 0,4+0,6 м;

• при установке автосамосвала перпендикулярно к забою на расстояние 4—6 м от его нижней бровки (рис. 11.14, *б*)

$$B_{р.п} = l_п + b_а + z.$$

Минимальную ширину, м, рабочей площадки уступа при работе погрузчика поперечными заходками определяют из условия свободного размещения его при наибольшей ширине развала взорванной породы, она может быть установлена по следующей формуле:

$$Ш_{р.п} = B + 1{,}35l_п + Z',$$

где B — ширина развала взорванной горной породы, м; Z' — ширина полосы безопасности, устанавливаемая по величине возможной призмы обрушения.

Схему погрузки автосамосвалов проектируют таким образом, чтобы обеспечить наименьшее расстояние перемещения погрузчика от забоя к автосамосвалу, которое определяется длиной и радиусом поворота погрузчика, углом установки автосамосвала к забою и его длиной

Для разработки развала взорванных пород может быть предусмотрена совместная работа на уступе погрузчика (для отработки первой заходки поперечными забоями-площадками) и экскаватора (для отработки второй заходки продольными забоями) с ковшами примерно одинаковой вместимости.

При выемке взорванной породы целесообразно принимать ширину заходки такой, чтобы в ее пределах можно было осуществлять разворот автосамосвалов. При повороте автосамосвалов сбоку от погрузчиков (и развала)

$$Ш_{р.п} = B + C + 2R_а + b_а + z,$$

где C — расстояние между развалом и транспортной полосой, м; $R_а$ — радиус поворота автосамосвала, м; $b_а$ — ширина кузова автосамосвала, м; z — расстояние между верхней бровкой уступа и транспортной полосой, м.

При тупиковых заходках и развороте автомашин сзади погрузчика в пределах развала минимальная ширина рабочей площадки

$$Ш_{р.п} = 2R_а + C + b_а + z.$$

Ориентировочно минимальную ширину рабочей площадки можно принять равной 25—30 м при использовании погрузчиков в качестве выемочно-погрузочного оборудования и 22—25 м при использовании их в качестве выемочно-транспортно-погрузочного оборудования.

Нормальная ширина рабочей площадки при разработке уступа роторными экскаваторами и использовании конвейерного транспорта (рис. 11.15) может быть определена по выражению

$$Ш_{р.пl} = A_i + Z_i + 3z + Ш_{п.с} + П_а + Z_{i+1} + A_{i+1},$$

где A_i, A_{i+1} — ширина заходки на i-м и $(i+1)$-м уступах; Z_i — ширина резервной полосы безопасности в зоне возможного обрушения i-го уступа, $Z_i \approx 0{,}3h_i$; Z_{i+1} — ширина призмы возможного обрушения $(i+1)$-го уступа; $Ш_{п.с}$ — ширина приводной станции забойного конвейера (для конвейеров с производительностью $Q = 5000$ м^3/ч $Ш_{п.с} = 12{,}6$ м и при $Q = 1500$ м^3/ч $Ш_{п.с} = 7{,}1$ м); $П_а$ — ширина автодороги для доставки запасных частей и других материалов, м ($П_а \approx 4$ м); z — зазор между конвейерной линией и автодорогой и резервная берма безопасности между автодорогой и призмой возможного обрушения, а также между конвейерной линией и полосой безопасности в зоне возможного обрушения i-го уступа ($z = 1$ м).

Резервную заходку на нижележащем уступе вводят для исключения жесткой связи между работами на смежных уступах; без нее невозможна врезка в новую заходку на нижнем уступе без переукладки конвейера на верхнем уступе.

При сезонном ведении вскрышных работ ширина рабочей площадки добычных уступов увеличивается на величину полосы вскрытых запасов.

Ширину заходки роторного экскаватора принимают исходя из допустимых углов поворота его стрелы в стороны откоса уступа и выработанного пространства с учетом минимально допустимого горизонтального угла подхода роторного колеса к забою.

Ее расчет осуществляют исходя из схемы отработки забоя (рис. 11.16), где h — высота уступа (высота отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора); $h_п$ — паспортное значение высоты уступа; $H_п$ — глу-

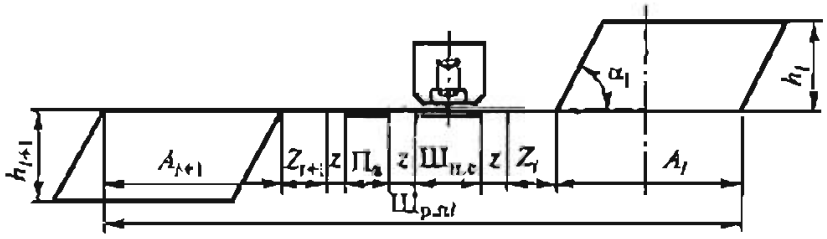


Рис. 11.15. Схема к определению ширины рабочей площадки при работе роторного экскаватора и конвейерного транспорта

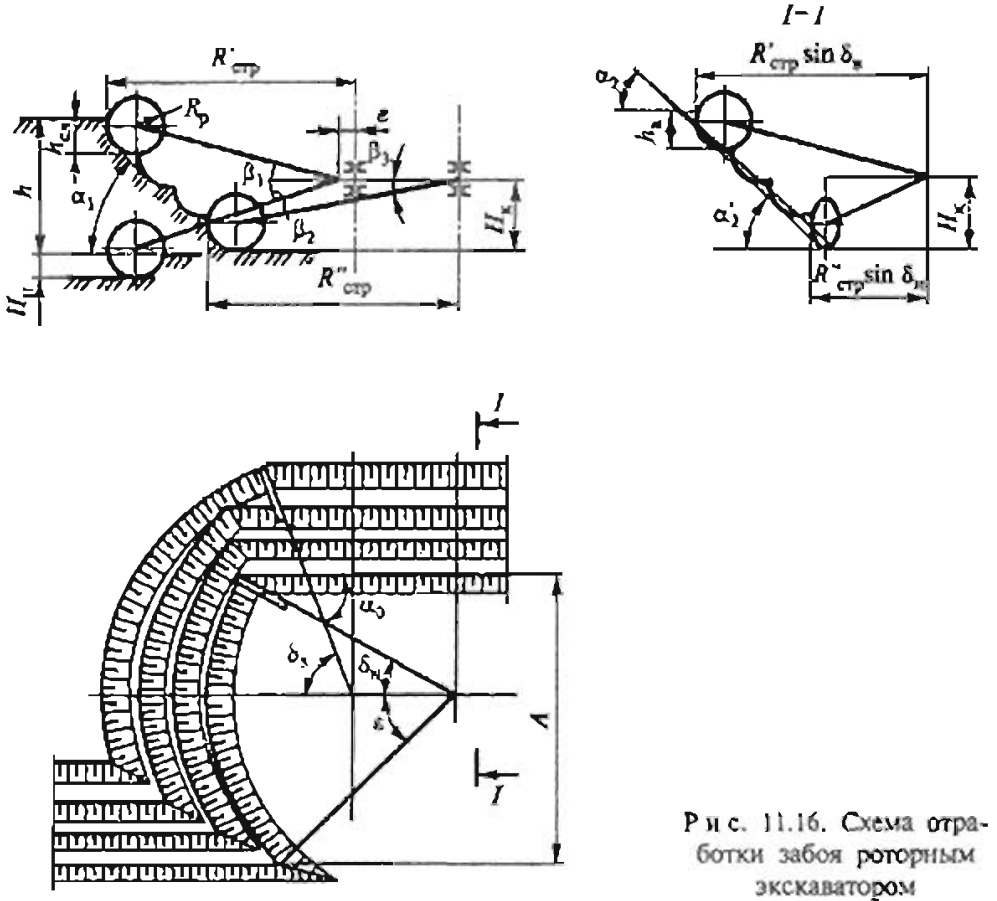


Рис. 11.16. Схема отработки забоя роторным экскаватором

бина нижнего черпания (глубина отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора), м; $h_{ст}$ — высота слоя (часть высоты уступа, отрабатываемая за один проход роторного колеса при работе вертикальными стружками, при нормальных условиях эксплуатации $h_{ст} = (1+1,35)R_р$), м; $h_в$ — высота верхнего слоя; α_1 — угол откоса забоя (угол наклона к горизонту касательной, проведенной к окружностям, образованным роторным колесом при отработке верхнего и нижнего слоев, замеренный в плоскости продольной оси экскаватора по ходу его движения в забое). По условиям кратковременной устойчивости в большинстве случаев может быть на 5—10 % больше угла откоса уступа, градус; α_2 — угол откоса уступа — угол наклона прямой, соединяющей точки образующей роторного колеса (эллипса или окружности) на уровне его центров при отработке верхнего и нижнего слоев, градус; δ — угол поворота экскаватора в сторону уступа (угол поворота верхней части экскаватора в сторону уступа, замеренный от продольной оси его движения: при отработке верхнего слоя — $\delta_в$, при отработке нижнего слоя — $\delta_н$), градус; ε — угол поворота экскаватора в сторону свободного пространства (угол поворота верхней части экскаватора, замеренный от продольной оси движения экскаватора в сторону свободного пространства при отработке нижнего слоя; в зависимости от свойств разрабатываемых пород не должен превышать 30—45°), градус; A — ширина заходки, отрабатываемой за один проход роторного экскаватора вдоль фронта работ, м; $D_р(R_р)$ — диаметр (радиус) роторного колеса, замеренный по кромкам ковшей, м; $H_х$ — высота оси качания стрелы ротора, замеренная от уровня стояния экскаватора, м; e — эксцентриситет оси качания стрелы ротора (расстояние по горизонтали от

оси поворота машины до точки качания стрелы ротора), м; α_0 — угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования — конструктивный параметр экскаватора, определяемый углом в плане между линией, проходящей через ось поворота верхней части экскаватора и наиболее удаленную точку кромки ковшей роторного колеса, и линией, соединяющей эту точку кромки ковша с наиболее выступающей частью конструкции на оголовке стрелы ротора), градус; β — угол наклона стрелы ротора (угол наклона к горизонту оси стрелы ротора, соединяющей точку качания стрелы ротора и центр роторного колеса: при отработке верхнего слоя — β_1; при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) — β_2; при отработке слоя на уровне стояния экскаватора — β_3);

$$R'_{стр} = R_р + e + l_{стр}\cos\beta_1;$$

$$R''_{стр} = R_р + e + l_{стр}\cos\beta_3;$$

где $l_{стр}$ — длина стрелы ротора от оси ее качания до центра роторного колеса.

Угол откоса уступа определяют из выражения

$$\operatorname{tg}\alpha_2 = \frac{h - h_п}{\sin\delta_н\sqrt{l_{стр}^2 - (h - H_к - h_п + R_р)^2} - l_{стр}\cos b_3\sin\delta_к + (R_р + e)(\sin\delta_н - \sin\delta_в)}.$$

Ограничения параметров:

$$\delta_н \geq \alpha_0;\ h \leq h_п.$$

При работе горизонтальными стружками $h_п = 1{,}35R_р$.

Наименьшее значение угла откоса уступа обеспечивается при $\delta_в = 90°$; $\delta_н = \alpha_0$, $h_п = 1{,}35R_р$.

В зависимости от физико-механических характеристик разрабатываемых пород и высоты уступа можно принимать следующие ориентировочные значения угла откоса уступа, градус:

Высота уступа, м.	5	10	20	30	40	50
Роторные экскаваторы:						
с нормальным усилием копания . . .	72	65	58	49	42	38
с повышенным усилием копания	72	65	63	54	46	40

С увеличением угла откоса уступа возрастает ширина заходки.

Ширина заходки

$$A = R''_{стр}(\sin\delta_н + \sin\varepsilon),$$

или

$$A = (R_р + e + l_{стр}\sin\beta_3)(\sin\delta_н + \sin\varepsilon).$$

Наибольшая возможная ширина заходки при заданных p, α_2 и $\delta_в = 90°$:

$$A_{max} = l_{стр}(\cos\beta_1 + \cos\beta_3\sin\varepsilon) + (R_р + \varepsilon)(1 + \sin\varepsilon) - \frac{h - h_п}{\operatorname{tg}\alpha_2}.$$

При применении конвейеров для транспортирования взорванных пород ширина рабочих площадок уступов во многом определяется необходимостью предохранения забойных конвейеров от повреждений при взрывании. Даже при приме-

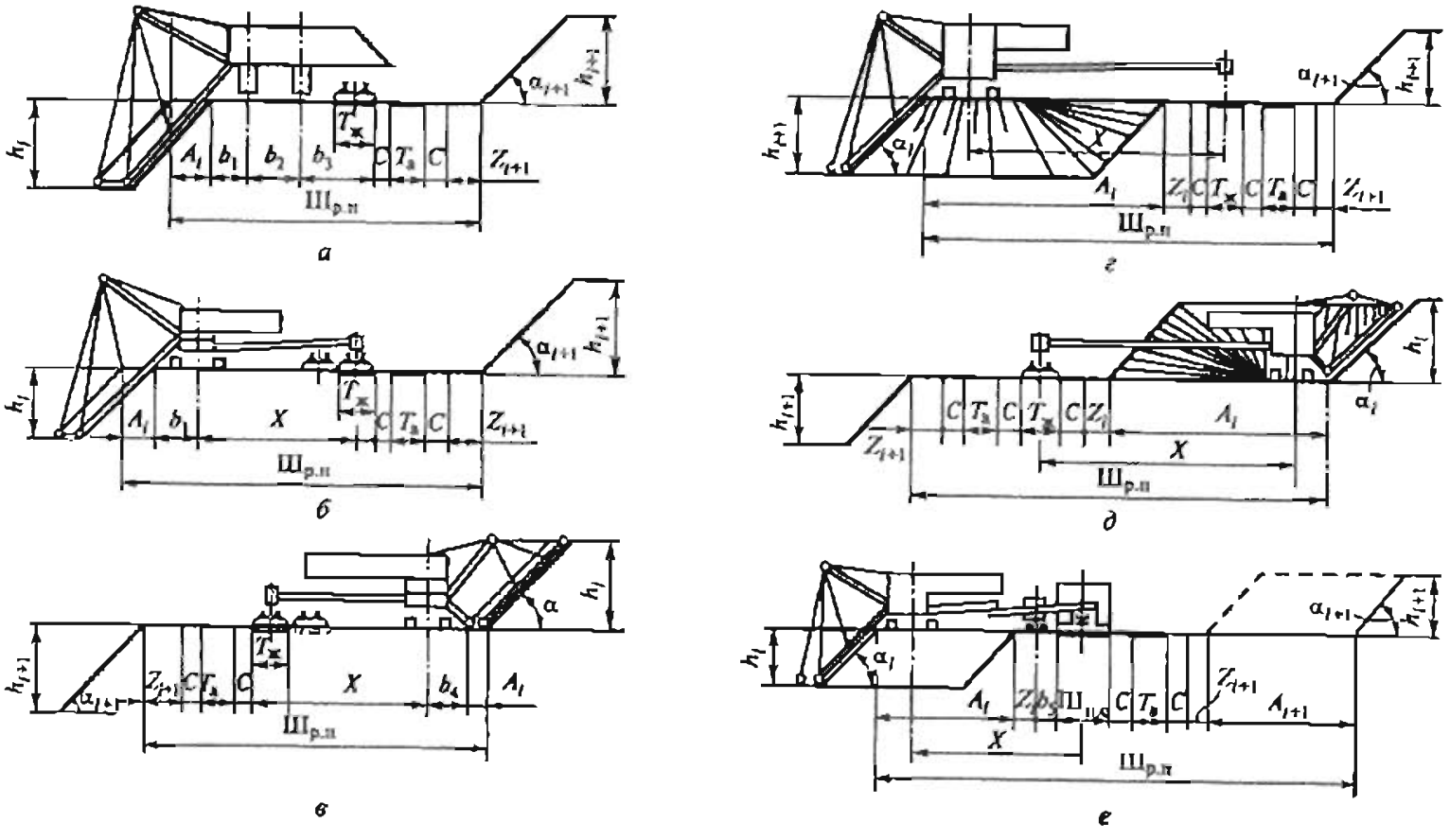


Рис. 11.17. Схемы к определению ширины рабочих площадок при работе цепных экскаваторов:

а, б, в — при выемке фронтальным забоем соответственно нижним черпанием экскаватором на рельсовом ходу, нижним и верхним черпанием полноповоротным экскаватором на гусеничном ходу при железнодорожном транспорте; *г, д* — при выемке торцевым забоем нижним и верхним черпанием при железнодорожном транспорте; *е* — то же, при конвейерном транспорте; b_1 — расстояние между осью ходового устройства экскаватора и верхней бровкой забоя, отрабатываемого нижним черпанием; b_2 — расстояние между опорами ходового устройства экскаватора (конструктивный параметр); b_3 — расстояние между осью ходового устройства экскаватора и верхним строением забойных путей; b_4 — расстояние между осью ходового устройства экскаватора и нижней бровкой забоя, отрабатываемого верхним черпанием; b_5 — расстояние между осью перегрузочного устройства и приводной станцией конвейера

нении взрывания скальных пород в зажатой среде безопасное расстояние от забойного конвейера до первого ряда скважин составляет 70—90 м. Оно может быть достигнуто при применении самоходных перегружателей.

При широких рабочих площадках (100—120 м) для уменьшения угла наклона рабочего борта карьера следует предусматривать сокращение числа транспортных горизонтов. Этого достигают увеличением высоты уступов (до 25—30 м) при взрывании с подпорной стенкой и отработкой развала двумя подуступами с расположением забойного конвейера на подошве нижнего подуступа. При этом возможна отработка подуступов одним экскаватором с погрузкой горной массы на конвейер или ее перевалка из верхнего подуступа на нижележащий транспортный горизонт, где ее вместе с горной массой нижнего подуступа грузят на конвейер. В первом случае необходим один экскаватор, во втором — 2—4. Шаг передвижки забойного конвейера и ширина панели уступа при использовании перегружателей может достигать 60 м и более.

Ширина рабочих площадок цепных экскаваторов определяется суммой элементов, показанных на рис. 11.17. Ширину верхнего строения забойных путей $T_ж$ принимают равной 5 м при одном пути и 9 м при двух путях. Ширина автодороги $T_а$ = 4 м. Расстояние от оси движения экскаватора до оси железнодорожного пути, м,

$$X = L_{р.э} \cos \varphi_{р.э} \qquad (11.13)$$

где $L_{р.э}$ — длина разгрузочной консоли экскаватора, м; $\varphi_{р.э}$ — угол поворота разгрузочной консоли, градус.

При работе торцевым забоем определенную по формуле (11.13) величину необходимо проверить по условию обеспечения необходимых зазоров, ширины транспортных и предохранительных берм.

Ширина заходки и шаг передвижки подэкскаваторных путей при работе цепных экскаваторов фронтальным забоем и выемке породы одиночными параллельными стружками

$$A = t/\sin \alpha,$$

где t — толщина стружки, м.

При выемке веерными треугольными стружками с опусканием рамы

$$A = (1{,}25 \div 1{,}3) L_{п.з},$$

где $L_{п.з}$ — длина планирующего звена

Если допустимо оставление гребней высотой $h_{гр}$, то $A = 2h_{гр} \operatorname{ctg} \alpha$. Ширина заходки при торцевом забое определяется углом поворота экскаватора в сторону уступа при нижнем черпании и в сторону выработанного пространства при верхнем черпании.

11.6. Проектирование протяженности и выбор скорости перемещения фронта работ на уступе

Длину фронта горных работ карьера, являющуюся совокупностью протяженностей фронтов отдельных уступов, следует проектировать таким образом, чтобы она была достаточной для размещения того числа единиц оборудования,

которое необходимо для извлечения плановых объемов полезного ископаемого и вскрышных пород, а также для подготовки новых горизонтов.

При общей тенденции к применению мощного выемочно-погрузочного оборудования целесообразно стремиться к созданию на уступе одинарного тупикового или сквозного фронта с одним экскаватором. Естественно, при этом должна быть соблюдена необходимая, найденная по календарному плану, скорость подвигания фронта уступа, обеспечивающая гармоничное развитие рабочего борта карьера.

По ней может быть определена годовая эксплуатационная производительность экскаватора(ов), исходя из условия ее равенства плановому (по календарному графику) объему работ на уступе, м^3/год:

$$\sum Q_{э.г} = H_{,} L_{ф} v_{ф},$$

где $L_ф$ и $v_ф$ — усредненная длина фронта уступа, м, и скорость его подвигания, м/год.

При меньшей интенсивности разработки число выемочных машин может быть меньше числа уступов и поэтому должна быть предусмотрена периодическая отработка каждого из них. При этом следует учитывать дополнительные затраты на периодическую перестройку схемы транспортных коммуникаций, прекращение и возобновление горных работ на уступе, которые могут поглотить предполагаемую выгоду от применения одной более мощной машины на двух (нескольких) уступах по сравнению с применением менее мощных машин на каждом уступе.

В пределах рабочей зоны карьера на каждый работающий экскаватор необходимо предусматривать выделение некоторой горизонтальной площадки $S_б$, размер которой определяется средней шириной рабочей площадки $Ш_{р.п}$, и длиной блока $L_б$, отводимого на один экскаватор. Для предварительных проектных проработок $S_б$ можно принимать в пределах 15—40 тыс. м^2 при железнодорожном транспорте и 3—15 тыс. м^2 при других видах транспорта. В процессе детального проектирования при составлении относительно краткосрочных планов горных работ минимальную величину $S_б$ необходимо устанавливать более точно или проводить конкретную оценку диапазона ее изменения.

Число блоков, размещаемых в рабочей зоне определенного размера,

$$N_б = \frac{S_{р.з}}{S_б} K_о f K_н,$$

где $S_{р.з}$ — площадь горизонтальной проекции рабочей зоны, м^2; $K_о$ — коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов на площади $S_{р.з}$, для обычных условий можно принимать $K_о = 0{,}85 \div 0{,}93$; f — коэффициент, учитывающий наличие резервных (нерабочих) блоков, $f = 0{,}75 \div 0{,}8$; $K_н$ — коэффициент использования площади рабочей зоны, определяющий соответствие рабочего фронта уступа длине блока $L_б$, $K_н = 0{,}7 \div 0{,}9$.

При большой протяженности фронта (2—3 км) целесообразно предусматривать установку нескольких экскаваторов на уступе, т.е. делить фронт на блоки. Такая же необходимость появляется для обеспечения более интенсивной отработки уступа, т.е. отработки с большей скоростью перемещения фронта. Длину блоков следует подбирать таким образом, чтобы обеспечить бесперебойность и взаимную независимость работ в смежных блоках. Если уступ сложен разнород-

ными породами, разбивку на блоки целесообразно осуществлять (если это позволяет геологическое строение массива) по сортам и видам пород и полезного ископаемого. В этом случае длина блоков может быть различной. При малой длине смежных блоков можно предусматривать их последовательную отработку одним экскаватором.

Минимальную длину блока следует устанавливать по условиям транспортного обслуживания и проведения буровзрывных работ. При применении железнодорожного транспорта общее число блоков на уступе не должно превышать 3, а при автомобильном оно может достигать 5—6. При конвейерном транспорте число блоков на уступе ограничено, как правило, производительностью применяемых экскаваторов.

При железнодорожном транспорте длина блока и расстояние между смежными забоями должны не менее чем в 2,5—3 раза превышать длину состава. При разработке вскрышных пород объем взрываемого блока обычно устанавливают не менее двухнедельной (а часто и месячной) производительности экскаватора. Эти требования предопределяют минимальную длину блока 300—500 м при разработке породе применением буровзрывных работ и 200—400 м при выемке мягких пород.

При автомобильном транспорте длину блока по условиям проведения буровзрывных работ и обеспечения безопасности движения принимают в диапазоне 80—150 м.

При проектировании должно быть предусмотрено достаточное удаление друг от друга забоев смежных блоков и их одинаковое направление подвигания. Интенсивность отработки можно выражать через скорость подвигания фронта работ уступов и экскаваторных забоев. При ширине заходки A и суточной производительности экскаватора $Q_{э.с}$ скорость подвигания торцевых забоев, м/сут,

$$v_1 = Q_{э.с}/(Ah).$$

По этой величине может быть определена возможная скорость подвигания фронта (необходимая скорость, как было показано, определяется календарным графиком). На современных карьерах она изменяется от 30 до 250 м/год, достигая в отдельных случаях 400—600 м/год; ее обычная величина — 80—120 м/год. Большая скорость подвигания фронта горных работ достигается при разработке горизонтальных пластов малой мощности с вывозом полезного ископаемого автомобильным или конвейерным транспортом и перемещением вскрышных пород в выработанное пространство экскаваторами или транспортно-отвальными агрегатами.

На карьерах большой протяженности при необходимости перемещения фронтов верхних уступов со значительными скоростями можно предусматривать применение относительно небольших экскаваторов с железнодорожным транспортом и применять сдвоенный фронт работ, что позволяет установить на уступе до четырех-пяти экскаваторов.

В таких условиях, когда предусматривают применение автотранспорта, с целью сокращения расстояний перевозок целесообразно устраивать несколько транспортных выходов с уступа.

Скорость перемещения фронта уступа определяется не только параметрами забоя (высота уступа и ширина заходки), применяемыми комплексами оборудования, но и во многом последовательностью осуществления выемочных работ. Уступ можно делить на панели вдоль фронта работ.

На уступах в одновременной отработке может находиться одна или несколько панелей.

Панели и заходки можно располагать вдоль фронта уступа, вкрест фронта уступа и диагонально. Продольное расположение блоков панелей и заходок применяют при всех видах транспорта, поперечное — обычно при автомобильном и конвейерном.

По технологическим соображениям применяют нормальные, узкие и широкие заходки. При торцевом забое ширина заходки соответствует ширине забоя. Ширину нормальной заходки определяют из условия прямолинейного движения экскаватора в пределах всей длины заходки и максимального использования его линейных параметров.

Ширину узкой заходки принимают как часть ширины нормальной заходки.

Ширину широкой заходки для всех типов забоев устанавливают по принимаемой зигзагообразной траектории перемещения машины. Изменением параметров панелей, блоков, заходок и других элементов системы разработки можно в широких пределах регулировать скорость перемещения фронта уступа или его участка (блока) в отдельные, относительно короткие периоды времени, добиваясь получения необходимых значений. Этим приемом целесообразно пользоваться при проектировании открытой разработки сложнозалегающих месторождений.

Определение скоростей перемещения фронтов отдельных уступов следует тесно увязывать с развитием рабочей зоны карьера. Для обеспечения гармоничного, запланированного развития рабочего борта карьера, обеспечивающего выполнение установленных объемов добычных и вскрышных работ, своевременное проведение горно-подготовительных и других работ, на карьере обычно создают несколько уступов. Каждый из них может иметь рабочий и нерабочий фронты (нерабочим считается фронт, в пределах которого в течение периода не менее одного года выемку пород не осуществляют).

При проектировании для принятой технологии разработки и конкретных горно-геологических условий может быть найдено предельное значение интенсивности разработки уступа. Необходимую интенсивность разработки определяют по календарному плану.

Эта величина не может превосходить предельно допустимых значений. Показатели интенсивности отработки фронтов уступов можно принимать в качестве критерия при выборе системы разработки. При этом следует учитывать естественное изменение интенсивности разработки уступов по мере развития горных работ: она является наибольшей в период вскрытия горизонта и проведения разрезных траншей, а затем с увеличением протяженности фронта работ снижается. При свертывании работ число действующих забоев и протяженность фронта работ постепенно сокращаются.

При размещении на уступе забоев необходимо принимать во внимание следующее. Размещение на уступе большого числа выемочных машин требует создания и поддержания транспортных и энергетических коммуникаций соответствующей длины. Поэтому в принципе целесообразно стремиться к сокращению размеров рабочей зоны, что позволяет более концентрированно и экономично вести горные работы. Однако погоня за такой концентрацией не может быть самоцелью, и ее допустимую величину следует оценивать с точки зрения обеспечения планомерности горных работ и соответствия принимаемой системе разработки.

Значения протяженности фронта работ по Нормам технологического проектирования горно-добывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки и Нормам технологического проектирования горно-рудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки приведены в табл. 11.13.

Таблица 11.13

Минимальная длина, м, фронта работ на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
2,5	600	300
4,6; 5	1000	500
6,3; 8	1200	600
10; 12,5	1400	700

Рекомендуемая длина фронта работ при погрузке одноковшовыми экскаваторами и железнодорожном транспорте, по данным Центрогипрошахта, приведена в табл. 11.14.

Таблица 11.14

Рекомендуемая длина фронта работ, м

Условия эксплуатации	Первый этап	Последующие этапы
Наклонные и крутые залежи		
Конечная глубина карьера, м:		
100—150	1,2—2,2	1,2—2,2
150—250	1,2—2,2	2,5—3
250—300 и более	1,2—2,2	< 3—4,5
Пологие и горизонтальные залежи		
Число экскаваторов на уступе:		
1	2,5—3	3—4
2	2,5—3,5	3,5—5

Длина экскаваторного блока зависит от модели и производительности экскаватора. Она определяется по условиям транспортного обслуживания, проведения буровых и путевых работ (табл. 11.15).

Интенсивность ведения горных работ характеризуется скоростью подвигания фронта работ и скоростью понижения горных работ. Их расчетные значения, по данным Центрогипрошахта, приведены в табл. 11.16 и 11.17.

Протяженность фронта работ, обслуживаемого одним экскаватором при автотранспорте, обычно меньше, чем при железнодорожном транспорте (см. табл. 11.13).

Таблица 11.15

Минимальная длина экскаваторного блока при железнодорожном транспорте

Экскаватор	Производительность экскаватора, тыс. м³/год / м³/сут	Ширина заходки по целику, м	Высота уступа, м	Минимальная длина блока, м, по условиям		
				транспортного обслуживания	буровых работ	ремонтов и передвижки железнодорожных путей
Крепкие породы						
ЭКГ-4,6(5)	600/2560	14,5	10	350	800	440
			12		660	370
			15		525	290
ЭКГ-8И	900/3930	20	15	500	585	325
			18		490	270
			20		435	240
ЭКГ-4,6(5)	800/3420	14,5	10	350	700	590
			12		585	490
			15		470	390
ЭКГ-8И	1300/5625	20	15	500	560	470
			18		470	390
			20		420	350
ЭКГ-4,6(5)	1150/4920	14,5	10	350	715	850
			12		600	710
			15		475	565
ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5	2200/9350	20	15	500	660	800
			18		565	660
			20		500	600
Рыхлые породы						
ЭКГ-4,6(5)	1500/6400	13	10	350	—	1200
ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5	2800/12100	17,5	13	500	—	1450

Значения длины фронта работ на один экскаватор при автомобильном транспорте в соответствии с Нормами технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов приведены ниже.

Вместимость ковша экскаватора, м³	1—2	2,5—3	4,6—5	8—10
Длина фронта работ, м				
в рыхлых породах	100	150	300	350
в скальных породах	—	250	400	500

Таблица 11.16

Расчетная скорость подвигания фронта работ

Экскаватор	Высота уступа, м, в породах		Длина экскаваторного блока, м	Скорость подвигания фронта работ уступа, м/год, в породах		
	мягких	полускальных и скальных		мягких	полускальных	скальных
ЭКГ-5А	11	16,5	600	480	297	210
			1000	288	178	126
			2000	144	89	63
			3600	80	49	35
ЭКГ-8И	13,1	19,7	600	508	310	217
			1000	305	186	130
			2000	152	93	65
			3600	85	52	36
ЭКГ-12,5	15,6	23,4	1200	318	190	134
			2000	191	114	81
			3600	107	63	45
			5200	73	44	31
ЭКГ-20	18	27	1200	377	221	155
			2000	226	133	93
			3600	126	74	36
			5200	87	51	36

Таблица 11.17

Скорость понижения горных работ при железнодорожном транспорте

Тип и число экскаваторов			Высота уступа, м	Длина фронта, км	Рекомендуемая скорость понижения работ при угле падения залежи 50°, м/год
на подготовке нового горизонта		на разносе борта			
Полускальные породы					
ЭКГ-5:	ЭКГ-3,2У:	ЭКГ-5:	10,5		
1	1	1		1,6—2,2	7,8—4,8
2	1	2		1,6—4	13,6—4,9
ЭКГ-5:	ЭКГ-4У:	ЭКГ-5:	10,5		
1	1	1		1,6—2,2	8,1—5,2
2	1	2		1,6—4	14,1—5,4
ЭКГ-8:	ЭКГ-4У:	ЭКГ-8:	13		
1	1	1		1,6—2,8	9,4—4,8
2	1	2		2,2—4,6	16,5—4,9
ЭКГ-12,5:	ЭКГ-6,3У:	ЭКГ-12,5:	15		
1	1	1		2,2—3,4	8,8—5,2

Тип и число экскаваторов			Высота уступа, м	Длина фронта, км	Рекомендуемая скорость понижения работ при угле падения залежи 50°, м/год
на подготовке нового горизонта		на разносе борта			
2	1	2		2,2—5,2	15,2—5,8
ЭКГ-12,5:	ЭКГ-10У:	ЭКГ-12,5:	15		
1	1	1		2,2—3,4	9,6—5,8
2	1	2		2,2—5,2	16,7—6,6
ЭКГ-20:	ЭКГ-10У:	ЭКГ-20:	18		
1	1	1		2,2—4	10,9—5,6
2	1	2		2,8—5,2	15,1—7,2
Скальные породы					
ЭКГ-5:	ЭКГ-4У:	ЭКГ-5:	10,5		
1	1	1		1,6	6,3—5,4
2	1	2		1,6—3,4	11,4—4,6
ЭКГ-8:	ЭКГ-4У:	ЭКГ-8:	13		
1	1	1		1,6—2,2	7,5—4
2	1	2		2,2—4	9,6—4,1
ЭКГ-12,5:	ЭКГ-6,3У:	ЭКГ-12,5:	15		
1	1	1		2,2—2,8	7,1—4,6
2	1	2		2,2—5,2	12,9—4,3
ЭКГ-20:	ЭКГ-6,3У:	ЭКГ-20:	18		
1	1	1		2,2—3,4	8,1—4
2	1	2		2,8—5,2	11,1—4,3

11.7. Определение технологических резервов запасов горных пород в карьере

Основой определения технологических резервов запасов горных пород в карьере является характер развития его рабочей зоны.

Резервы запасов обуренной и взорванной горной массы, полезного ископаемого, подготовленного к выемке, оборудования и т.д. являются средством повышения надежности работы карьера.

Естественно, создание и поддержание любых резервов связано с дополнительными затратами и поэтому всегда стоит задача поиска их рационального уровня.

Отсутствие в карьере необходимых доступных для выемки запасов горной массы может привести к срыву выполнения планов добычных и вскрышных работ, и как следствие этого — к невыполнению договоров на поставку продукции. Срыв контрактных обязательств по экономическим последствиям может во много раз превзойти расходы на поддержание и возобновление резервов.

Существует несколько классификаций технологических резервов запасов полезного ископаемого. Обычно запасы различают по степени доступности полезного ископаемого для выемки его из массива и называют вскрытыми, подготовленными, готовыми к выемке.

Толкование этих категорий различно, что объясняется как многообразием условий залегания и строения месторождений, так и сложившимися традициями.

Следует отметить, что с точки зрения технологии работ и управления запасами вид добываемой горной породы не имеет значения. Различие в полезном ископаемом и пустых породах условно определяется только экономическими факторами. Поэтому более правильно регламентировать и рассматривать запасы не только полезного ископаемого, но и всех горных пород.

В карьере, добывающем одно полезное ископаемое, существуют две взаимосвязанные подсистемы — вскрышные и добычные работы.

При разработке комплексного месторождения в карьере функционируют несколько взаимосвязанных подсистем, и все они должны быть подстрахованы различными видами запасов.

При проектировании учитывают и нормируют только готовые к выемке запасы, наличие которых на каждом добычном уступе гарантирует бесперебойную и относительно независимую их отработку в течение некоторого периода времени.

Резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого выражается обычно временем, в течение которого карьер может выработать этот запас:

$$\tau = V_г / Q,$$

где $V_г$ — объем готовых к выемке запасов полезного ископаемого; Q — годовая производительность карьера по полезному ископаемому.

Величина τ до настоящего времени серьезно не обоснована и обычно принимается неодинаковой в различных отраслях. Так, для железорудных карьеров обычно рекомендуют резерв 0,33 года, для карьеров цветной металлургии — 0,5 года. Величина τ также зависит от контрактных обязательств предприятия.

При проектировании карьеров, разрабатывающих скальные породы, необходимо планировать готовые к выемке запасы как полезного ископаемого, так и породы. Обеспеченность карьера готовыми запасами породы в определенной степени зависит от частоты массовых взрывов. Общий объем готовой к выемке породы у каждого экскаватора состоит из объема взорванного блока и объема блока, подготовленного к взрыву. Объем разрыхленной породы взорванного блока, в свою очередь, можно разделить на две разновидности: оперативный, обеспечивающий нормальную работу экскаватора в период между массовыми взрывами, и переходящий, представляющий резерв разрыхленного материала при появлении неблагоприятных условий работы экскаватора.

Оперативный объем разрыхленной породы изменяется от максимальной величины — сразу после массового взрыва до нуля — накануне следующего взрыва.

После массового взрыва объем породы в блоке, подготавливаемом к взрыву, достигает минимальных значений и может быть равен нулю. По мере подвигания вышележащих уступов объем породы в этом блоке возрастает и накануне массового взрыва равен максимальной величине. Следовательно, для каждого экскаватора сумма оперативного объема разрыхленной породы и объема поро-

ды в блоке, подготавливаемом к взрыву, должна быть не меньше объема породы, отгружаемой экскаватором за период между массовыми взрывами.

Наличие переходящего объема разрыхленной породы позволяет не нарушать технологический процесс в неблагоприятных ситуациях, когда возникает необходимость перевода экскаватора в другой забой. По практическим данным переходящий объем взорванной породы у каждого экскаватора должен обеспечивать его работу не менее чем на 2—3 сут.

Уменьшение числа массовых взрывов в карьере, с одной стороны, приводит к увеличению производительности горно-транспортного оборудования и снижению затрат на ликвидацию их последствий, с другой — к выполаживанию рабочего борта за счет увеличения ширины рабочих площадок, что приводит к росту текущего коэффициента вскрыши.

Рациональную частоту массовых взрывов и объемы взрываемых блоков устанавливают в проекте на основе принятого порядка развития рабочей зоны, производительности карьера, технологии разработки и процессов производства горных работ. Считается, что рациональная частота проведения массовых взрывов на крупных высокомеханизированных карьерах — один взрыв в две недели.

Увеличение периода времени между массовыми взрывами должно быть тщательно обосновано, поскольку оно связано с высокой концентрацией бурового оборудования и «замораживанием» больших объемов в виде обуренных пород.

Ниже приведены значения рекомендуемого резерва запасов полезного ископаемого для скальных пород при производстве массовых взрывов один раз в две недели.

Годовая производительность карьера, млн т	До 30	30—60	60—100
Рекомендуемый резерв запасов, мес, при внутрикарьерном транспорте:			
автомобильном	1,5	2,5	4
железнодорожном	2	3	4,5

При необходимости объемы готовых к выемке запасов разбивают по видам и сортам полезного ископаемого. Могут быть отдельно учтены запасы некондиционных и забалансовых руд. Во всех случаях объемы готовых к выемке запасов горной массы и полезного ископаемого должны позволять выполнять плановые объемы вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ при принятом порядке их проведения. Величину и местоположение этих запасов устанавливают по принятому календарному плану и конкретизируют при годовом планировании горных работ с учетом возможности временной остановки работ на отдельных или всех вскрышных уступах, резкого отклонения качества полезного ископаемого от геологоразведочных данных.

Очевидно, что колебания объемов готовых к выемке запасов должны происходить в строго определенных пределах, не достигая значений, ставящих под сомнение выполнение контрактных обязательств по поставкам продукции. Нарушение этого условия может стать причиной необходимости отклонения от принятых проектных решений посредством изменения технологии и календарного плана разработки.

В соответствии с правилами технической эксплуатации запасы полезного ископаемого фиксируют на 1 апреля и 1 октября каждого года, их объем должен

соответствовать производительности карьера на фиксируемые моменты эксплуатации.

При сезонном ведении вскрышных работ готовые к выемке запасы полезного ископаемого на 1 октября должны быть больше тех запасов, которые можно отработать за период, когда вскрышные работы не осуществляют.

При сдаче карьера в эксплуатацию при круглогодичном ведении вскрышных работ объем готовых к выемке запасов рекомендуется принимать, как правило, не менее планового трехмесячного объема добычи первого года эксплуатации, а при сезонной работе — не менее шести- или семимесячного плана.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите важнейшие элементы системы разработки.
2. Как осуществляется выбор системы разработки?
3. Что такое рабочая зона карьера и каковы принципы ее формирования?
4. В чем состоят основные особенности формирования рабочей зоны глубоких карьеров?
5. Как осуществляется проектирование показателей развития фронта работ на уступе?

ГЛАВА 12. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

На основании исследования режима горных работ и проектирования системы разработки были определены: начальные положения вскрывающих выработок на земной поверхности, положения наклонных и разрезных траншей на горизонтах по мере развития горных работ, сформировавшие главное направление развития работ и календарные поуступные объемы вскрышных и добычных работ, численные значения элементов системы разработки. Именно на основании этих данных могут быть сформированы грузопотоки, их исходные и конечные пункты, качественные характеристики и интенсивности и далее — общая схема и система горных выработок и транспортных коммуникаций и динамика их развития, обеспечивающие реализацию найденных грузопотоков.

Решение этих задач и является предметом проектирования вскрытия месторождения.

Под **вскрытием месторождения** понимают комплекс работ по созданию и развитию системы горных выработок и транспортных коммуникаций между рабочими горизонтами карьера и пунктами приема горной массы в карьере и на поверхности, создание первоначального фронта горных работ и установленного объема вскрытых запасов, а также их развитие и воссоздание в процессе разработки месторождения для обеспечения выемки и перемещения из карьера вскрышных пород и полезных ископаемых в соответствии с календарным планом разработки.

При проектировании вскрытия должны быть разработаны:

- общая схема транспортирования из карьера вскрышных пород и полезных ископаемых в планируемых объемах на всех этапах эксплуатации месторождения;
- последовательность создания и развития во времени и в пространстве системы наклонных и разрезных траншей и транспортных коммуникаций, необхо-

димых для выполнения календарного плана разработки месторождения, а также определено расположение вскрывающих выработок относительно контура карьера (внутренние, внешние, смешанного заложения), положение осей и глубина заложения внешней части выработок, стационарность, наклон, число обслуживаемых горизонтов, характер движения транспортных средств, геометрические размеры вскрывающих выработок и грузотранспортные характеристики транспортных коммуникаций;

• технология и организация выполнения комплекса работ по созданию вскрывающих горных выработок, транспортных коммуникаций, первоначального фронта горных работ (включая расчет их параметров) и установленного объема вскрытых запасов, обеспечивающие выполнение календарного плана разработки и своевременную подготовку новых горизонтов.

Вскрытие месторождения принято характеризовать схемой вскрытия, системой вскрытия (системой вскрывающих трасс) и способом вскрытия.

12.1. Схема, система и способ вскрытия

Отметим, что трактовки этих понятий, а следовательно, их смысловое содержание, приводимое в разных источниках, различны. Чтобы придать излагаемому материалу определенность, исходя из последовательности действий, выполняемых при проектировании, в учебнике принята следующая интерпретация этих терминов.

Термин **«схема вскрытия»** по смысловому содержанию выражает идею осуществления грузотранспортной связи между действующими забоями и пунктами приема горной массы, спроектированной на весь период отработки месторождения, начиная с момента горно-строительных работ. Она может быть представлена в виде плана размещения транспортных коммуникаций карьера с обозначением их грузотранспортных характеристик и координатных привязок отдельных элементов по периодам развития горных работ. Действия, выполняемые при разработке схемы вскрытия, соответствуют этапу «Синтез вариантов, формирование концепции, идеи» (см. разд. 2.1.3).

Схема вскрытия служит основой для разработки системы вскрытия и транспортной системы карьера, включающей систему вскрывающих трасс.

Под **системой вскрытия** понимают совокупность горных выработок и транспортных коммуникаций, обеспечивающих грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с пунктами приема и перегрузки горной массы в карьере и на поверхности, а также порядок их создания, соответствующий принятой схеме вскрытия и увязанной во времени и пространстве с календарным планом разработки месторождения

При разработке горизонтальных месторождений создание и развитие системы вскрытия заканчивается с вводом карьера в эксплуатацию или с освоением производительности по полезному ископаемому. При устойчивых грузопотоках она фактически остается без изменения до окончания отработки или до реконструкции карьера.

При разработке пологих, наклонных, крутопадающих и нагорных месторождений система вскрытия никогда не остается постоянной. Это связано с необходимостью выполнения работ по сооружению новых вскрывающих выработок, транспортных коммуникаций, пунктов примыкания их к горизонтам, а также при необходимости с их переносом и ликвидацией старых выработок.

Для глубоких карьеров формирование системы вскрытия практически завершается только к моменту начала отработки последних по глубине горизонтов. Это обстоятельство вызывает необходимость рассматривать промежуточные (для характерных этапов) схемы вскрытия в увязке их между собой, а главное — с учетом схемы вскрытия всего карьерного поля к окончанию его отработки.

Интенсивность изменения системы вскрытия и вскрывающих трасс определяется прежде всего темпом углубления и скоростью подвигания фронта горных работ.

В проектах схему и систему вскрытия иллюстрируют соответствующими планами горных работ, на которых элементы системы вскрытия — горные выработки с их параметрами — показывают с учетом предшествующих и последующих этапов разработки месторождения.

Под **способом вскрытия** понимают комплекс горных работ по созданию и развитию системы наклонных, разрезных траншей и транспортных коммуникаций, необходимых для реализации схемы вскрытия и календарного плана разработки.

В большинстве случаев вскрытие осуществляют траншеями или полутраншеями, реже — подземными выработками (наклонными и вертикальными стволами, штольнями, тоннелями), а также комбинированным способом.

Параметры выработок (начальную и конечную глубину, продольный уклон, длину, углы откосов бортов) рассчитывают в зависимости от конкретных условий, свойств пород и технических условий проектирования транспортных коммуникаций.

В процессе проектирования необходимо учитывать также период времени на сооружение той или иной вскрывающей выработки, с тем чтобы обеспечить их своевременную подготовку к необходимому по условиям развития горных работ моменту.

Отметим некоторые специфические особенности вскрывающих выработок, которые необходимо учитывать при их выборе.

Стационарные (капитальные) внешние и внутренние траншеи и полутраншеи используют в течение длительного срока. Стационарность выработок и транспортных коммуникаций является важнейшей характеристикой, обеспечивающей высокую эффективность работы транспорта и погрузочных машин.

Подъемы (уклоны) капитальных траншей зависят от вида применяемого транспорта (табл. 12.1).

Таблица 12.1

Характерные подъемы капитальных траншей

Вид карьерного транспорта	Величина подъема в направлении движения транспортных сосудов, доли ед.	
	груженых	порожних
Наклонные траншеи		
Железнодорожный:		
паровая тяга	0,02—0,03	0,025—0,035
тепловозная и электрическая тяга	0,025—0,04	0,025—0,06
моторные вагоны	0,04—0,05	0,06—0,08

Вид карьерного транспорта	Величина подъема в направлении движения транспортных сосудов, доли ед.	
	груженых	порожних
Автомобильный	0,05—0,1	0,08—0,12
Крутые траншеи		
Бесклетевой подъем с тягачами	0,12—0,25	—
Ленточные конвейеры	0,25—0,33	—
Клетевой подъем	0,25—0,5	—
Скиповой подъем	0,5—1	—

Примечание. Подъем (уклон) трасс (траншей) может выражаться в долях единицы, процентах или промилле (0,01 = 1 % = 10 ‰), а также в градусах.

Углы откосов бортов капитальных траншей определяются сроком их службы, инженерно-геологическими и гидрогеологическими характеристиками пород. Борт траншеи с длительным сроком службы должен обладать долговременной устойчивостью; угол его откоса в песчаных, мягких, плотных и полускальных породах принимают не больше угла естественного откоса, а в скальных породах — до 50—60°. Минимальная ширина дна капитальных траншей определяется суммой габаритов транспортных средств, безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок и кюветов, располагаемых по дну. Ширину дна капитальной траншеи, установленную по условиям размещения транспортных коммуникаций, проверяют по условиям возможности проведения траншеи.

Скользящие и полустационарные съезды. При развитии горных работ от центра карьерного поля к его границам внутренние съезды вынужденно располагаются на рабочих бортах карьера и поэтому периодически должны перемещаться (скользить) вместе с бортами к конечному контуру карьера.

Устройство скользящих съездов целесообразно при разработке карьерных полей вытянутой формы и относительно малой мощности залежи, на нижних горизонтах, в том числе и при доработке карьера. Их применение в качестве временной меры можно предусматривать до устройства стационарных съездов на рабочих горизонтах для интенсификации углубления карьера в период строительства внешних траншей и стационарных съездов.

Использование скользящей трассы может позволить сократить срок ввода карьера в эксплуатацию в результате уменьшения объема горно-строительных работ за счет ее расположения вблизи залежи или непосредственно на ней

Однако скользящие съезды имеют существенные недостатки, которые заключаются в уменьшении продольного уклона съезда, выполаживании рабочих бортов, разделении рабочих уступов съездами на две части с переменной высотой и связанным с этим снижением производительности экскаваторов, в увеличении объема работ по устройству дорог, а также ухудшении условий эксплуатации транспорта. В результате затраты на вскрышные работы в границах скользящего съезда увеличиваются на 25—35 %.

При применении железнодорожного транспорта подъем скользящих съездов в неблагоприятных условиях эксплуатации подвижного состава уменьшает-

ся на 30 % по сравнению со стационарной трассой, а полезная масса поезда — в среднем на 15 %.

Ширину скользящего съезда следует проектировать таким образом, чтобы она была достаточной для размещения экскаватора, развала взорванной породы, путей съезда и дополнительного погрузочного пути при отработке верхнего подуступа с нижней погрузкой.

Все это снижает пропускную способность скользящей трассы на 12—15 % и годовой грузооборот на 15—20 %.

Во всех случаях следует стремиться к простой форме трассы скользящих съездов, уменьшая число вскрываемых ими уступов. По мере создания стационарных съездов скользящие съезды ликвидируют.

Присущие скользящим съездам при применении железнодорожного транспорта недостатки в случае использования автотранспорта несколько сглаживаются, а их достоинства проявляются более заметно. Поэтому проектирование скользящих, временных и полустационарных трасс при использование автотранспорта вполне целесообразно.

Крутые траншеи, рудо- и породоскаты, рудо- и породоспуски, подземные горные выработки применяют при конвейерном, скиповом и гравитационном транспорте. Угол наклона выработок определяется видом транспорта: конвейерный — 16°, скиповой — 45÷90°, гравитационный — рудо- и породоскаты — 40÷30°, рудо- и породоспуски — 40÷30°.

Для использования эффекта самозатормаживания при гравитационной доставке горной массы угол наклона выработок уменьшается к основанию (в верхней части выработки — 40°, в средней — 35°, в нижней — 30°). При большой высоте переспуска горной массы рудоскаты имеют ступенчатую форму, при этом высоту и угол откоса каждой части устанавливают с учетом надежной и безопасной его работы (рис. 12.1).

Траншеи для конвейерных подъемников могут располагаться под любым углом к контуру карьера, тогда как для скипового подъема и рудоската — перпендикулярно к контуру бортов карьера.

Подземные выработки применяют, когда устройство вскрывающих выработок по борту карьера затруднено или неэкономично. Для транспортирования горной массы из карьера могут использоваться следующие виды подземных выработок: наклонные стволы с квершлагами, тоннели (горизонтальные или наклонные), штольни (горизонтальные или наклонные) и рудо- или породоспуски (крутонаклонные или вертикальные). В них могут размещаться конвейерные линии, скипы, автомобильные и железнодорожные коммуникации.

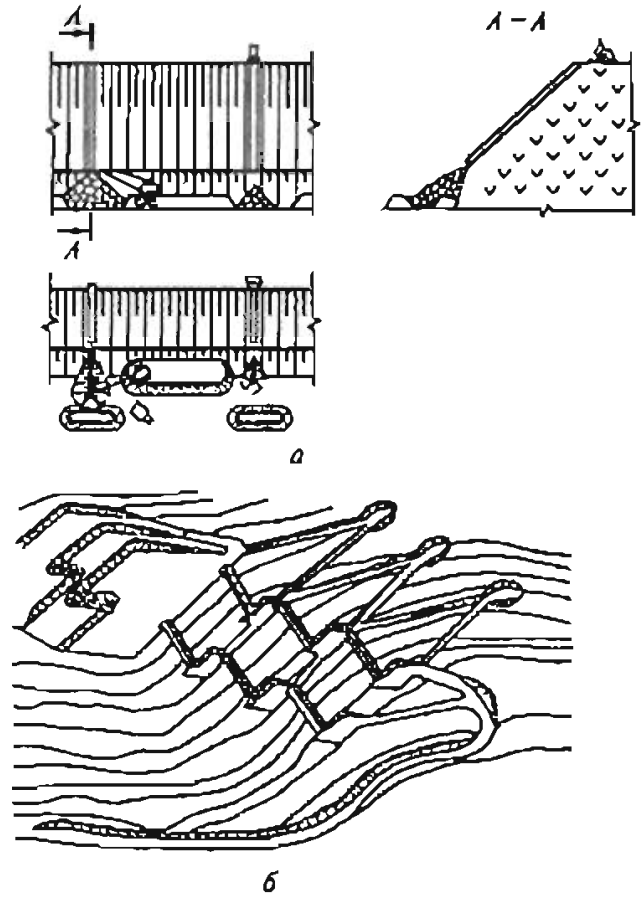
В необходимых случаях можно предусматривать сооружение подземных камер больших размеров для размещения в них перегрузочных узлов, дробильных установок и т.д.

Несмотря на значительную стоимость и трудоемкость проведения, применение подземных выработок целесообразно рассматривать в системах цикличнo-поточной технологии, при комбинированной разработке месторождения, реконструкции транспортных коммуникаций с переходом на транспортирование части или всего объема горной массы по подземным выработкам.

Рудоспуски можно проектировать вертикальными (90°) и наклонными (65÷80°). Угол наклона рудоспуска выбирают исходя из целесообразности размещения устья рудоспуска в рабочей зоне карьера и перегрузочного узла в штольне, но он не должен быть менее 45°. По условиям эксплуатации наиболее

Рис. 12.1. Схемы крутых траншей для гравитационной доставки горной массы:

а — одноступенчатая, *б* — многоступенчатая



эффективны вертикальные рудоспуски с расширенной до размеров камеры нижней аккумулирующей частью и несколькими погрузочными люками (рис. 12.2)

Строительство и оборудование рудоспусков выполняют по специальному проекту, утверждаемому техническим руководителем организации (предприятия). Проект должен предусматривать горно-строительную часть, а также противоливневую и противопаводковую защиту.

Каждый рудоспуск необходимо обустроить бетонными предохранительными барьерами высотой не менее 0,33 и шириной не менее 0,5 диаметра колеса автосамосвала.

Поперечное сечение рудоспуска обычно круглое, площадью 4—30 м^2. Минимальное расстояние между рудоспусками — около 100 м, их число — 2—5, а глу-

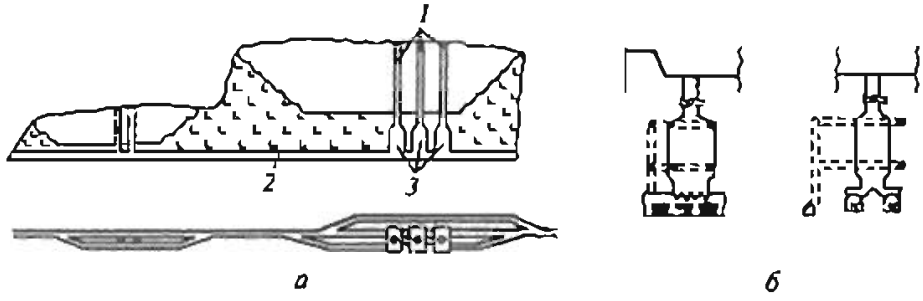


Рис 12.2 Схема вскрытия карьерных полей подземными горными выработками (*а*) и конструкция погрузочных камер (*б*):

1 — рудоспуски; *2* — штольня, *3* — погрузочные камеры рудоспусков

бина — до 600 м и более. С помощью рудоспусков может быть обеспечено транспортирование 15—20 млн т горной массы в год.

Порода или руда поступает по рудоспускам в штольни. Их сечение выбирают в зависимости от параметров используемого в них транспорта. Для стока воды уклон штольни в сторону устья должен составлять 1—2 %.

Наклонные стволы с выходом в рабочую зону карьера на концентрационный горизонт используют для размещения конвейерных подъемников. У устья квершлага или самого наклонного ствола располагают перегрузочную площадку с установкой дробильного агрегата. Сечение наклонного ствола определяют в соответствии с параметрами конвейерных подъемников и необходимых обслуживающих механизмов, а глубину заложения — с учетом границы перехода на комбинированный транспорт.

При использовании наклонного ствола с конвейерным транспортом шаг углубления составляет 100—150 м.

Наклонные стволы можно применять и при колесных видах транспорта, в частности железнодорожного, который используется как внутрикарьерный или как звено в комбинации с внутрикарьерным автомобильным. В этом случае у устья наклонного ствола сооружают станции для обмена составов и перегрузочный пункт.

12.2. Области применения вскрывающих выработок

Вскрытие карьерных полей внешними наклонными траншеями обеспечивает высокую пропускную способность трассы, а также независимое проведение траншей от проводимых в карьере горных работ, в результате чего сокращается срок строительства карьера, и грузопотоки разделяются уже в начальный период его эксплуатации. С возрастанием глубины заложения внешней траншеи ее объем резко увеличивается, что требует всестороннего обоснования этого параметра.

Внешние траншеи могут иметь более глубокое заложение при больших размерах карьерного поля в плане и большой конечной глубине карьера.

Вскрытие общими внешними траншеями применяют при разработке горизонтальных, пологих и наклонных месторождений значительной мощности, а также верхних горизонтов мощных залежей любой формы и размеров.

Внешнее заложение общих траншей осуществляют при разработке месторождений на глубине не более 40—60 м. Траншеи при внешнем заложении обычно располагают на флангах карьерного поля, реже в центре, разделяя карьерное поле на два крыла.

При этом учитывают способ примыкания путей транспортных берм с рабочих горизонтов к траншее.

Вскрытие отдельными и групповыми внешними траншеями применяют на горизонтально или пологозалегающих месторождениях для создания независимых транспортных выходов.

Вскрытие месторождений внешними парными траншеями применяют с целью создания поточного движения транспорта в условиях отдельных, групповых и общих внешних траншей при большом грузообороте карьера.

Вскрытие общими внутренними транспортными бермами применяют для наклонных и крутопадающих месторождений, распространяющихся на большую глубину, а также для месторождений, расположенных в гористой местности.

Вскрытие карьерных полей отдельными или групповыми наклонными бермами (внутренними траншеями) применяют для рассредоточения грузопотоков.

Вскрывающие выработки внутреннего заложения, наряду с внешними траншеями, можно применять для вскрытия верхней зоны карьера

Наклонные полутраншеи целесообразно использовать при железнодорожном и автомобильном транспорте. С помощью этих выработок в карьере образуют системы съездов (спиральных, тупиковых, петлевых и т.д.). Ширину полутраншей обычно определяют в зависимости от числа путей, расположенных в ней, ширины дорог, водоотводных сооружений, условий строительства, устойчивости бортов и прочих факторов.

В некоторых случаях горизонты нижней зоны крупных и средних карьеров вскрывают комбинацией наклонных (автомобильных) полутраншей и крутых траншей для ленточных конвейеров или скиповых установок, продольный уклон которых колеблется от 15 до 45°.

12.3. Определение грузотранспортных характеристик транспортных коммуникаций

Грузотранспортными характеристиками транспортных коммуникаций и применяемых комплексов транспортного оборудования являются их пропускная и проводная способность.

Пропускная способность зависит от вида транспорта, конструкции и параметров транспортных коммуникаций; провозная способность — от комплектов транспортного оборудования — типоразмеров (мощности) применяемого оборудования, структуры комплекса, состава комплектов оборудования и организации перевозок

При железнодорожном транспорте число капитальных траншей и станций на карьере средней мощности, как правило, не более одной, на мощном карьере — не более двух. Сменная пропускная способность одноколейных траншей и простых съездов приблизительно составляет 15—20, двухколейных траншей и сложных съездов — 50—60 и карьерных железнодорожных станций — 200—250 пар поездов.

Пропускная способность однопутного перегона может быть определена по выражению

$$N_1 = \frac{60 T_{см} K_и}{T_{пп} K_з} \qquad (12.1)$$

где N_1 — пропускная способность однопутного перегона, пар поездов/смену; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $K_и$ — коэффициент использования смены ($K_и = 0{,}9$); $T_{пп}$ — период парно-параллельного графика (время, в течение которого перегон занят парой поездов), мин; $K_з$ — коэффициент запаса времени, необходимого для выполнения ремонтных работ, $K_з = 1{,}2$.

Период графика складывается из продолжительности движения поезда по перегону в грузовом направлении $t_г$ и порожнем направлении $t_п$, а также интервалов скрещения $\tau_1 + \tau_2$, т.е.

$$T_{пп} = t_г + t_п + \tau_1 + \tau_2.$$

Величины интервалов скрещения, м, при различных способах связи приведены ниже:

Телефон	13
Полуавтоматическая блокировка:	
при ручном управлении стрелками	8
при централизованном управлении стрелками	6
Автоблокировка	5

Пропускная способность двухпутного перегона N_2 при любом способе связи определяется интервалом между поездами попутного следования для того перегона, на котором скорость движения поезда меньше (обычно в глубоких карьерах для пути грузового направления),

$$N_2 = \frac{60 T_{см} K_н}{T_п K_з} \qquad (12.2)$$

где $T_п$ — интервал между поездами попутного следования, мин, $T_п = t + \tau$.

Величину станционного интервала попутного следования при телефонном способе связи принимают равной 4 мин, при полуавтоматической блокировке — 3 мин, при автоблокировке — 1 мин. С учетом реальных условий по организации движения поездов, а также по энергоснабжению стационарных выездов следует соблюдать требование $T_п \geq 6$ мин.

Если скорость движения груженых поездов на руководящем подъеме стационарного выезда существенно ниже скорости движения по порожнему пути, то предусматривают три перегонных пути, из которых два используют для движения груженых поездов и один — для порожних (или два пути работают как двухпутный перегон, а один — как однопутный). Тогда пропускную способность перегона определяют по формулам (12.1) и (12.2).

При массе состава nq (n — число вагонов в составе, q — грузоподъемность вагона, т) и известной пропускной способности N сменная провозная способность транспортной коммуникации, т,

$$N_c = \frac{N}{f} nq,$$

где f — коэффициент резерва провозной способности $f = 1{,}2 \div 1{,}25$.

По этому выражению при известном числе смен работы в сутки и рабочих дней в году может быть определена провозная способность перегона за год.

При автомобильном транспорте число грузотранспортных выходов при разработке верхних уступов может быть большим, но с глубины 30—40 м оно сокращается до 2—3. Пропускная способность автомобильного съезда или траншеи с двухполосным движением в обычных климатических условиях составляет 200—250 пар автосамосвалов в час. При неблагоприятных климатических факторах она может значительно снижаться. Пропускная способность карьерных автодорог ограничена условиями безопасности движения и определяется по формуле

$$N = \frac{1000 v_а n_п}{L_б} K_н,$$

где N — число автосамосвалов, проходящих в единицу времени в одном направлении; $v_а$ — скорость движения автосамосвалов, км/ч; $n_п$ — число полос движения в одном направлении; $K_н$ — коэффициент, учитывающий неравномерность выхода автосамосвалов с уступных дорог на главную; $L_б$ — минимальное безопасное расстояние между движущимися друг за другом автосамосвалами, м.

Для усредненных условий при загрузке одним экскаватором 30 автосамосвалов в час коэффициент неравномерности имеет следующие значения:

Число погрузочных экскаваторов на одну выездную траншею	2	5	15
Коэффициент неравномерности движения . . .	0,75	0,6	0,53

Величину $L_б$, зависящую от расстояния видимости, тормозного пути и скорости движения, обычно принимают в пределах 50—60 м.

Число конвейерных линий или скиповых подъемников определяется рациональными размерами рабочей зоны, приходящейся на один подъемник, расположением перегрузочных пунктов на поверхности и длиной нерабочего борта, на котором можно располагать подъемники. Минимальное расстояние между перегрузочными подъемниками на поверхности, обеспечивающее необходимое развитие железнодорожных путей и обмен поездов, составляет 250—300 м. При использовании автомобильного транспорта это расстояние составляет 150—200 м. Годовая производительность современных скиповых и конвейерных подъемников находится в пределах 6—30 млн т.

В табл 12.2 приведены ориентировочные значения провозной способности различных видов транспорта.

Таблица 12.2

Значения провозной способности различных видов транспорта

Вид транспорта	Параметры транспортных средств	Возможная производительность грузотранспортного потока	
		т/ч	млн т/год
Автомобильный	БелАЗ-540 грузоподъемностью 27—40 т	2700—3600	17—22
	БелАЗ-549 грузоподъемностью 65—80 т	6500—8000	40—50
	Автосамосвал грузоподъемностью 120—180 т	10 000—16 000	60—80
Железнодорожный	Одноколейный путь, грузоподъемность состава 400—600 т	2000—3000	12—15
	То же, двухколейный путь	5000—6000	32—35
	Двухколейный путь, грузоподъемность состава 1000—1200 т	10 000—12 000	45—50
Конвейерный	Ширина ленты 800—1000 мм, скорость ее движения 6—8 м/с	4000—5500	18—25
	Ширина ленты 1600—2400 мм, скорость ее движения 4—6 м/с	7000—14 000	30—50

Вид транспорта	Параметры транспортных средств	Возможная производительность грузотранспортного потока	
		т/ч	млн т/год
Скиповой	Глубина карьера 200—400 м, скорость движения скипов 6—10 м/с, грузоподъемность скипов, т:		
	27	80—1200	4,5—5
	40	1600—1800	7—9
	80	3000—3500	12—16
Гидравлический (напорный)	Диаметр пульповода 500—600 мм, скорость движения пульпы 3—4 м/с	2000—2200	10—12*
Трубопроводный	Диаметр трубопровода 1,2—1,4 м	1000—1500	612
Конвейерный поезд	Грузоподъемность поезда 150—200 т, скорость движения 2,5—3 м/с	8000—11 000	30—40

*Производительность по «твердому».

Вскрытие нагорных карьеров. При горном или холмистом рельефе поверхности месторождения в проектируемом карьере необходимо выделять две зоны — нагорную и глубинную.

Вскрытие нагорных зон карьеров следует осуществлять наземными отдельными или групповыми вскрывающими выработками (полутраншеями) с системами автомобильных или железнодорожных, преимущественно внешних заездов к каждому уступу. Для вскрышных уступов (одного или нескольких) при этом необходимо предусматривать создание внешних независимых отвалов.

В некоторых случаях грузопотоки отдельных горизонтов объединяют во внешних коммуникациях, соединенных с групповыми отвалами (ярусами), имеющими общий горизонт отсыпки.

Системы железнодорожных заездов можно применять при разности превышения местности до 200 м, достаточных геометрических размерах вскрываемых уступов в плане и значительных расстояниях транспортирования горной массы.

Групповые или общие вскрывающие выработки могут быть использованы редко. Их применение возможно, если для этой цели используют подземные выработки и гравитационный транспорт горной массы для передачи ее по вертикали с верхних горизонтов на горизонт откатки. Это целесообразно при сильно пересеченном рельефе района месторождения и вскрытии карьерного поля штольнями, когда отметка штольни (тоннеля) может быть задана ниже предполагаемого дна карьера или близкой к нему.

Возможно применение горизонтальных и наклонных тоннелей для железнодорожного транспорта широкой колеи. Количество пропускаемой через рудоспуск породы следует определять исходя из того, что оно ограничивается полезной массой поездов и схемой путевого развития погрузочной станции, которая располагается на горизонтальном участке тоннеля.

Для вскрытия глубинных зон могут быть использованы системы автомобильных спирально-петлевых и железнодорожных спирально-тупиковых наземных выработок. При сильно пересеченном рельефе района месторождения

целесообразны варианты вскрытия подземными выработками с применением железнодорожного транспорта. В определенных условиях можно применять вскрытие системами выработок для комбинированного автомобильно-конвейерного или автомобильно-скипового и железнодорожного видов транспорта.

Верхнюю и нижнюю зоны нагорных карьеров, в отличие от равнинных карьеров, целесообразно вскрывать без внешних глубоких траншей. Исключение составляют лишь карьеры с соответствующим рельефом местности, при котором роль внешних траншей могут выполнять естественные каньоны.

При использовании железнодорожного транспорта концентрацию всех потоков поездов глубинной зоны обычно предусматривают на основной распорядительной станции, расположенной на борту карьера или вблизи него, в районе наиболее низких отметок поверхности. При сильно пересеченном рельефе поверхности распорядительная станция может быть расположена на значительном расстоянии от карьера.

12.4. Порядок проектирования вскрытия месторождения

Вскрытие месторождения охватывает весь период существования карьера — от момента проходки и обустройства первых вскрывающих выработок до момента окончания горных работ. В течение этого периода создают и поддерживают такую конструкцию бортов, рабочей зоны и вскрывающих выработок, которые необходимы для добычи полезных ископаемых в запланированных количествах. При этом система транспортных коммуникаций должна быть в каждый момент разработки месторождения достаточной для выполнения необходимых объемов перевозок и обеспечивать дальнейшее развитие карьера. В период эксплуатации работы по вскрытию включают проходку съездов и разрезных траншей для вскрытия новых горизонтов и участков карьера, а также реконструкцию действующих вскрывающих выработок и транспортных коммуникаций. Развитие вскрывающих выработок и системы транспортных коммуникаций в проекте карьера и планах горных работ должно быть предусмотрено на длительный период (10—15 лет) или на весь период разработки и отражено с необходимой детальностью на чертежах (планах и поперечных сечениях) последовательного развития карьера. Как минимум, должно быть показано положение вскрывающих выработок на момент сдачи карьера в эксплуатацию, на момент полного развития горных работ и на конец отработки месторождения в проектных контурах карьера.

При проектировании вскрытия необходимо учитывать многие факторы: условия и характеристики залегания месторождения, рельеф местности, места расположения приемных устройств (обогатительной фабрики, отвалов, станций и т.д.) и других поверхностных сооружений, границы карьера, устойчивость и конструкцию бортов, систему разработки месторождения, производительность карьера, календарный план разработки, технологию и механизацию работ, качественные характеристики полезного ископаемого, климатические условия, порядок и возможности финансирования.

Очевидно, что решения, принимаемые при проектировании вскрытия месторождения, сами часто оказывают определяющее значение на перечисленные факторы и поэтому должны вырабатываться при их совместном учете.

Следовательно, проектирование вскрытия — это сложная многовариантная комплексная технико-экономическая задача, которая усложняется вследствие ее динамического характера, так как система вскрытия развивается в течение всего периода разработки и обычно подвергается неоднократной реконструкции.

Проектирование вскрытия следует вести на основе разработки ряда возможных вариантов и выбора из них лучшего. Схема решения в общем виде следующая: вначале устанавливают последовательность развития горных работ в карьере и для каждого календарного года эксплуатации или для определенных моментов времени (этапов) фиксируют пространственное положение горных работ, объемы вскрыши и полезного ископаемого и место их выемки в рабочей зоне, а затем определяют размещение горных выработок и конструкцию транспортных коммуникаций, необходимых для вывозки этих объемов горной массы из карьера. Другими словами, сначала формируют грузопотоки, их исходные и конечные пункты, а потом проектируют грузотранспортную систему, обеспечивающую реализацию этих грузопотоков.

Проектирование ведут в такой последовательности.

1. На логоризонтные планы и вертикальные разрезы наносят контур карьера для основных этапов его развития — на конец строительства, на момент освоения проектной производительности, на конец отработки (в том числе для фиксированных этапов, при которых возможна или намечена реконструкция или переход на новый вид транспорта). При сложных геологических условиях и для глубоких карьеров с длительным сроком эксплуатации составляют промежуточные планы.

2. Устанавливают местоположения отвалов и основных поверхностных сооружений — обогатительной фабрики, железнодорожных станций и т.п.

3. Определяют места ввода трассы в карьер, расположение и конфигурацию внешних траншей, въездов на отвалы.

4. Устанавливают форму трассы и ее пространственное положение.

5. Определяют параметры трассы: уклон, радиусы поворотов, форму примыканий, длину траншей, площадок примыкания, съездов и пр.

6. Проводят предварительное трассирование для конечных или перспективных контуров и для нескольких промежуточных положений (в том числе для начального периода развития горных работ).

7. Определяют грузотранспортные характеристики трассы (пропускная и провозная способность, интенсивность движения транспортных средств, конструкция транспортных коммуникаций и т.д.), которые необходимы для выполнения запланированных объемов перевозок.

8. Рассчитывают геометрические параметры горных выработок, необходимых для размещения транспортных коммуникаций и обеспечивающих планомерное развитие горных работ.

9. Проводят детальное трассирование. Для этого на планах карьера трассу удобно прокладывать снизу вверх от ее положения на конец отработки до положения на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

10. Разрабатывают способ вскрытия — технологию проведения вскрывающих выработок и календарный план их сооружения, увязанный с календарным планом разработки месторождения.

11. Определяют количество горно-транспортного оборудования, которое необходимо для вскрытия месторождения и своевременной подготовки к разработке новых горизонтов.

В качестве частных критериев оценки вариантов вскрытия можно использовать: вид, число и объем вскрывающих выработок, объем горно-строительных и подготовительных работ, затраты на их проведение, продолжительность строительства карьера и подготовки отдельного горизонта, расстояние транспортирования, показатели использования горного и транспортного оборудования, расходы на транспорт, возможность использования вскрывающих выработок для осушения и водоотлива и др. следует выполнять с учетом проектируемого перемещения контуров карьера (по этапам) за период его существования.

Большинство из названных показателей рассчитывают при проектировании технологических процессов. Их совокупность может быть использована в процессе сопоставления вариантов вскрытия, схем и системы вскрывающих трасс при многокритериальной оценке альтернатив.

В целом предпочтительность того или иного варианта вскрытия может быть выявлена только на основании интегрированной оценки эффективности различных вариантов разработки месторождения.

12.5. Формирование грузопотоков

По календарному графику, построенному на основании исследования режима горных работ, устанавливают погоризонтные календарные объемы вскрышных и добычных работ.

На основе этих данных, а также с учетом расположения отвалов и карьерных пунктов приема полезного ископаемого, проектируемой системы разработки, технологии производства и механизации работ формируют *грузопотоки*, преследуя основную цель — осуществить перемещение горной массы из забоев до пунктов приема грузов на поверхности с максимальной эффективностью. По характеристикам грузопотоков принимают основные решения по вскрытию месторождения.

Количество горных пород, перемещаемое из карьера в определенные отрезки времени (час, смену, сутки и т.д.), представляющее собой его грузооборот, не одинаково по интенсивности и структуре.

Грузопотоки от забоев, зависящие от их геологического строения (однородные породы, чередование различных типов пород и сортов полезного ископаемого по высоте и фронту уступа) и календарного порядка отработки (последовательность и длительность периодов отработки и временной консервации), сливаются в однотипные по характеру перемещаемых грузов общие грузопотоки.

Перемещение пород, составляющих грузопоток, можно осуществлять с помощью различных видов транспорта, по одним и тем же или по различным транспортным коммуникациям при применении одинаковых или различных типоразмеров оборудования одного вида транспорта.

Обычно стремятся сократить число грузопотоков в карьере, что позволяет уменьшить протяженность транспортных коммуникаций, а также число и объемы выработок для их размещения.

Общий грузопоток карьера считается *сосредоточенным*, если составляющие его грузопотоки перемещаются по одним выходным транспортным коммуника-

циям из карьера, и *рассредоточенным*, если грузопотоки перемещаются по различным коммуникациям.

Когда требуется раздельное транспортирование различных пород, или одинаковых пород в различные точки приема грузов на поверхности, или при применении различных видов транспорта, складывается естественное разделение (рассредоточение) грузопотоков; в других случаях прибегают к целенаправленному разделению грузопотоков для сокращения расстояния транспортирования, обеспечения раздельного складирования пород, упрощения организации работ.

Обычно стремятся разделить грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого, особенно если они транспортируются различными средствами транспорта.

Возможно также рассредоточивать грузопотоки посредством устройства выездов (траншей) для раздельного транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого.

Разделение грузопотоков, связанное с технологией работ, происходит:

- при перевозке части вскрышных пород с верхних горизонтов на внешние или внутренние отвалы и перевалке другой части во внутренние отвалы;
- при перемещении вскрышных пород во внутренние отвалы по горизонтам и их складировании в отдельные ярусы;
- при перемещении пород на близрасположенные отвалы через временные траншеи мобильными транспортными средствами (автосамосвалы, скреперы и т.п.);
- при перевозке пород различными видами транспорта на рассредоточенные отвалы, создаваемые из-за недостаточной емкости и приемной способности одного отвала и для сокращения расстояния транспортирования на карьерах нагорного и нагорно-глубинного типа.

Целенаправленное разделение грузопотоков вскрышных пород осуществляют:

1) при объемах перевозок, превышающих возможности того или иного вида транспорта при определенных схемах транспортных коммуникаций.

В обычных условиях по одноколейному железнодорожному пути можно перевезти около 20—30 тыс. $м^3$/сут горной массы, по двухколейному пути — 50—60 тыс. $м^3$/сут, по однополосной автодороге — 40—50 тыс. т/сут. При превышении этих значений грузопоток разделяют на 2—3 самостоятельных грузопотока;

2) при больших размерах карьерных полей. Для сокращения числа размещаемых на одном уступе экскаваторов, снижения перепробега транспортных средств и уменьшения длины соединительных коммуникаций в карьере и на поверхности предусматривают два-три транспортных выхода со вскрышных уступов.

Грузопотоки полезного ископаемого разделяют, когда предусматривают их раздельную выемку и дальнейшую переработку по типам и сортам, или в случае отправки полезного ископаемого на несколько дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик.

Грузопотоки не являются постоянными. По мере развития работ изменяются как общий грузооборот карьера, так и отдельные грузопотоки с уступов, а также схема развития, провозная способность и параметры транспортных коммуникаций. С учетом высказанных положений определяют максимальные значе-

ния грузопотоков уступов, групп уступов, зон карьера и т.д., по которым прослеживают динамику развития траекторий перемещения грузов, что служит основой для разработки схемы, системы и способа вскрытия месторождения.

12.6. Проектирование трасс транспортных коммуникаций

Проектирование трасс транспортных коммуникаций заключается в установлении их пространственного положения, которое определяется горизонтальной и вертикальной проекциями трасс — планом и профилем, и грузотранспортных характеристик

Трасса в *плане* состоит из прямолинейных и криволинейных участков, тупиков при железнодорожном транспорте; петлевых соединений отрезков трассы — при автомобильном транспорте; прямолинейных отрезков — при конвейерном транспорте. Трасса в *профиле* состоит из горизонтальных, наклонных (вертикальных) и сопрягающих участков. План и профиль трассы определяются динамикой развития рабочего борта карьера, предполагаемыми к применению видами транспорта (или их комбинациями), а также рядом других факторов. При проектировании трасс транспортных коммуникаций следует руководствоваться технологическими характеристиками различных видов транспорта.

При использовании комбинированного транспорта самостоятельными задачами проектирования являются определение целесообразных сочетаний видов транспорта и выбор места расположения перегрузочного пункта.

Определение параметров трассы

В соответствии с техническими характеристиками применяемого вида транспорта устанавливают *основные параметры трассы* (или ее части для одного вида транспорта): руководящий подъем, допустимые радиусы криволинейных участков, конструкцию пунктов примыкания горизонтальных участков к наклонным, конструкцию и места расположения перегрузочных пунктов, а также решают вопрос о *месте размещения трассы* — в открытых или подземных выработках.

По этим параметрам можно рассчитывать *теоретическую* и *действительную длину трассы*, что необходимо для определения формы трассы.

Теоретическую длину трассы $L_т$, м, определяют разностью высотных отметок ΔH, через которые она проходит, и руководящим подъемом (уклоном) трассы $i_р$, ‰:

$$L_т = \Delta H / i_р.$$

При независимых грузопотоках руководящий подъем каждой независимой трассы может иметь свою, отличную от других трасс величину. При необходимости периодического или постоянного перераспределения технических транспортных средств по грузопотокам целесообразно принимать одинаковый руководящий подъем для всех действующих трасс.

Действительная длина трассы $L_д$, м, учитывает удлинение теоретической длины трассы, вызываемое уменьшением угла наклона трассы на криволинейных участках и на участках примыкания транспортных коммуникаций уступов к

сборочным коммуникациям. Применяется примыкание на руководящем подъеме, примыкание на смягченном подъеме и примыкание на площадках. Два последних вида примыкания вызывают удлинение теоретической длины трассы, которое наиболее значительно при железнодорожном транспорте. При проектировании его следует учитывать следующим образом.

Примыкание на руководящем подъеме упрощает трассирование и обеспечивает минимальные значения действительной длины трассы и объема работ по ее сооружению. Смягчение профиля в этом случае производят только в местах укладки стрелочных переводов и кривых. При этом требуется увеличение мощности локомотивов на 10—15 %, так как при трогании поездов на руководящем подъеме необходимо преодолевать дополнительные сопротивления движению от ускорения (30—60 Н) и от трогания. Последнее сопротивление в 3—4 раза больше основного при движении локомотивов.

Примыкание на смягченном подъеме предусматривает смягчение уклона наклонного участка трассы при подходе ее к рабочему горизонту до 35 % руководящего подъема. Смягчение подъема обеспечивает трогание и разгон поезда, полезную массу которого рассчитывают по условию равномерного движения на подъеме при локомотиве нормальной мощности. Такое примыкание эффективно при высоте уступов более 12—15 м и длинных перегонах. Длина участка смягченного уклона $l_п$ зависит от применяемой конструкции поста примыкания. Увеличение длины трассы, м, за счет смягчения профиля

$$\Delta L_п = n l_п (1 - i_п / i_р),$$

где n — число участков примыкания.

В зависимости от интенсивности движения пункты примыкания со смягченным подъемом можно устраивать на каждом уступе или реже.

Примыкание на площадках обеспечивает наиболее благоприятный режим работы локомотивов. Площадки используют для устройства разъездов и постов. Однако при таком профиле удлинение трассы ($\Delta L_п = n l_п$) и объем работ по ее сооружению максимальны, трасса усложняется ввиду увеличения числа пунктов примыкания, что ведет к перепробегу и дополнительным простоям поездов. Примыкание на площадках обязательно в тех случаях, когда поезда с данного горизонта поступают в траншею с двух сторон («по шерсти» и «против шерсти»), в частности при скользящих съездах и сквозных схемах путевого развития на рабочих уступах.

Длина площадок примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам зависит от конструкции применяемых разъездов и постов примыкания (далее разъезды в пунктах примыкания также называются постами примыкания).

Посты примыкания путей рабочих горизонтов к путям съездов предназначены для обеспечения нормальной и безопасной работы по приему поездов с рабочих горизонтов и их отправлению, пропуску груженых поездов с нижележащих горизонтов и порожних — с верхних горизонтов. При выборе *путевых схем постов* учитывают условия безопасности движения поездов и обеспечения требуемой пропускной способности поста. Наибольшая пропускная способность достигается при одновременном приеме поездов разных направлений.

Схемы постов примыкания зависят в первую очередь от числа съездов. Они различны для однопутного, двухпутного и двух-однопутного съездов, когда двухпутный съезд верхнего горизонта на нижележащем переходит в однопут-

ный. Обычно осуществляется двустороннее примыкание путей рабочих горизонтов к съезду.

Схема поста должна предусматривать возможность организации поточного движения поездов на рабочих горизонтах.

Схемы путевого развития постов примыкания зависят также от формы участка трассы. Они различны для промежуточных (сквозных) и тупиковых постов. В первом случае движение по основному съезду происходит без изменения направления, во втором — с изменением направления движения поездов.

Следует учитывать также удлинение трассы от смягчения подъема на криволинейных участках вследствие дополнительного удельного сопротивления движению.

Действительная длина трассы $L_д$, м, равна сумме ее теоретической длины и удлинений от смягчения подъема. Она может быть определена с помощью коэффициента удлинения или развития трассы

$$K_у = L_д / L_т.$$

Ориентировочные значения коэффициента удлинения $K_у$ для различных траншей:

Внешние	1,1—1,2
Внутренние с примыканием на смягченном уклоне	1,2—1,3
Внутренние с примыканием на площадках	1,4—1,6

Величину максимально допустимых уклонов, ‰, не более, на раздельных пунктах и перегрузочных площадках можно принимать в соответствии со следующими данными:

Погрузочные площадки в карьере	15
Разгрузочные площадки на отвалах	10
Погрузочные площадки при проходке наклонных траншей в карьере:	
с верхней погрузкой	15
с погрузкой на уровне стояния экскаватора	Руководящий уклон
На станциях, разъездах, обгонных пунктах	По СНиП
На постах (без путевого развития)	Руководящий уклон — 3
На перегрузочных складах в карьере при уклоне, обращенном в сторону тупика, с устройством земляной призмы	Руководящий уклон

Примечание. В карьере и на отвалах локомотив не отцепляется при условии обеспечения трогания поезда с места.

Наименьшую длину элемента профиля (отрезок пути с неизменной величиной подъема) определяют из условия безопасного движения поездов. Постоянное движение обеспечивается, если поезд в любой момент времени проходит не более одного перелома профиля пути. Поэтому длина одного элемента профиля должна быть не меньше длины поезда.

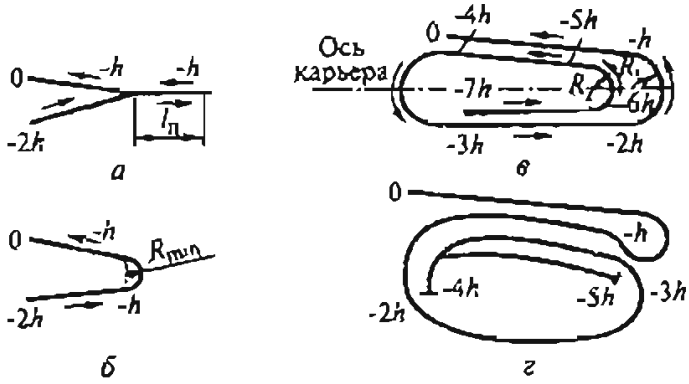


Рис. 12.3 Схемы трасс в плане:

$l_п$ — длина площадки примыкания; R_1, R_2, R_{min} — радиусы поворота транспортных коммуникаций

По найденным основным параметрам трассы с учетом предполагаемого варианта вскрытия, сформированных грузопотоков, динамики развития рабочего борта карьера намечают ее план (форму) и профиль. Во всех случаях целесообразно: вводить трассу в карьер с торца в пониженных местах рельефа, что упрощает трассирование внутри контуров карьерного поля и сокращает объем горно-строительных работ; выбирать положение трассы таким образом, чтобы обеспечить по возможности более длительные периоды ее стационарности; уменьшать протяженность путей на поверхности, а также соединительных путей между сборочными и забойными путями.

Если действительная длина трассы не превышает протяженности карьера, то она может быть размещена на одном борту карьера без изменения направления. В противном случае приходится изменять направление трассы. При этом трассу можно размещать на одном борту либо охватывать часть бортов или все борта. При размещении трассы действительной длиной $L_д$ на одном борту карьера ее направление меняют с прямого на обратное столько раз, сколько это необходимо. При этом участки различного направления могут соединяться с помощью тупиков — *тупиковое соединение* (рис. 12.3, *а*), петель с кривыми минимально допустимого радиуса — *петлевое соединение* (рис. 12.3, *б*), *спиральных кривых* (рис. 12.3, *в*) или с применением *комбинаций* названных соединений (рис. 12.3, *г*). Отдельные элементы трассы при этом рассчитывают следующим образом.

Длина тупика

$$l_п = (l_{пл} + 15) + l_{ст} + l_{кр},$$

где $(l_{пл} + 15)$ — длина поезда с учетом неточности его установки, м; $l_{ст}$ — длина стрелочной зоны, м; $l_{кр} = R_в \operatorname{tg} \varphi/2$ — проекция вертикальной сопрягающей кривой, м; $R_в = 2000 \div 3000$ м — радиус вертикальной сопрягающей кривой, м (при укладке в пределах кривой стрелочных переводов $R_в = 5000$ м); $\varphi = i_1 \pm i_2$ — угол поворота вертикальной кривой, градус; i_1 и i_2 — сопрягающие уклоны.

Для современных железнодорожных составов необходимая длина площадки примыкания в тупике составляет 200—250 м.

Петлевое соединение наклонных участков трассы предполагает создание поворотной площадки радиусом $R = 15 \div 30$ м при автомобильном транспорте.

Минимальные радиусы кривых в плане, м, для различных путей при железнодорожном транспорте приведены далее:

Условия перевозок	Нормальные	Трудные
Стационарные пути I и II категорий*	250	200
То же, III категории*	200	150
На подходах к рабочим уступам карьеров и отвалов:		
при тепловозной тяге	200	150
при электровозной тяге	150	150
Передвижные в карьерах и на отвалах	150	150
Во всех случаях при применении подвижного состава с трехосными тележками:		
на стационарных путях	250	200
на передвижных путях	200	150

*Объем перевозок по путям разных категорий, млн т/год, брутто: I категория — 25 и более; II категория — 10—25; III категория — до 10.

В конструктивном плане петля состоит из следующих элементов: главной кривой радиусом R_0, двух прямых вставок длиной l_1 и l_2 и двух криволинейных вставок радиусами R_1 и R_2 (рис. 12.4, *а*). На практике часто используют упрощенную конструкцию петли, где центр 0 главной кривой переносится от вершины угла поворота трассы внутрь склона (рис. 12.4, *б*). В этом случае длина петли минимальна, так как элементы l_1 и l_2 отсутствуют. Трасса в пределах петли имеет уклон i, меньший, чем на прямых участках выездной полутраншеи.

Значения смягченного уклона и других параметров петли устанавливают по допустимой внутри нее скорости движения автосамосвалов.

Скорость движения автосамосвалов, км/ч	20	25	30
Минимальный радиус главной кривой R_0, м	15	20	30
Максимально допустимый уклон дороги в пределах петли i', %	4	3,5	3
Поперечный подъем дороги на повороте, %	6	6	6
Расширение дороги на повороте, м	3	3,5	4
Минимальный радиус криволинейных вставок R_1 и R_2, м	20	25	30

Тупиковое соединение характерно при железнодорожном транспорте, а петлевое — при автомобильном и, когда это возможно, при железнодорожном.

Размещение всей трассы на одном борту карьера рационально при параллельном подвигании фронта работ. Однако наличие тупиков резко снижает провозную способность трассы и усложняет организацию движения. Поэтому следует стремиться избегать применения тупиковых трасс, по крайней мере, на группе верхних уступов карьера.

Спиральную трассу (см. рис. 12.3, *в*) устраивают, если применение тупиковой или петлевой трассы невозможно или нерационально по условиям залегания полезного ископаемого, разноса бортов, обеспечения провозной способности.

При спиральной трассе производительность транспорта больше, чем при тупиковой и петлевой трассах, из-за непрерывного движения по трассе и увеличения радиуса кривых, особенно на верхних горизонтах. Дополнительное преимущество стационарной спиральной трассы состоит в уменьшении разноса посто-

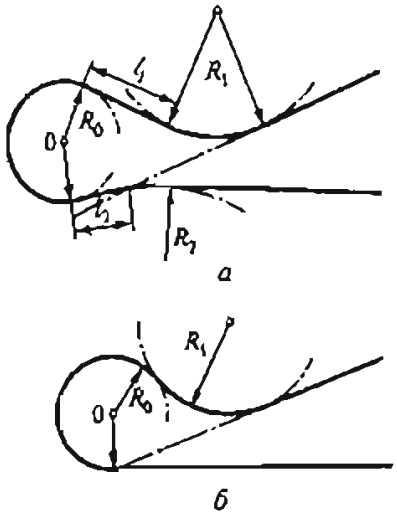


Рис 12.4 Элементы петлевого соединения трассы

янного борта карьера для ее размещения. Стационарные спиральные трассы обычно создают:

- постепенно при поочередном выходе участков скользящей трассы (с простой, петлевой или спиральной формой трассы) на нерабочий борт карьера;
- при реконструкции петлевой (иногда тупиковой) трассы, расположенной на постоянном или промежуточном борту карьера, после достижения уступами конечного положения на верхних горизонтах.

Устраиваемые в нерабочей зоне спиральные трассы обычно примыкают к горизонтам на руководящем подъеме и имеют пологие вставки при применении автотранспорта. При уклоне 6, 8 и 10 % $K_у$ составляет соответственно 1,04—1,07, 1,08—1,12 и 1,1—1,15.

Для мощных карьеров при использовании автотранспорта можно рассматривать возможность применения парных спиральных трасс. В этом случае внутренняя, более короткая и крутая ($i = 10 \div 12$ %) система съездов служит для движения в карьер порожних автомашин, а внешняя, более длинная и с меньшим уклоном ($i \leq 8$ %) — для выезда груженых машин.

Спиральную трассу можно применять при всех видах колесного транспорта.

Общую протяженность спиральной трассы $L_{т\,сп}$ при коэффициенте ее удлинения $K_у = 1,3 \div 1,5$ и руководящем подъеме $i_р$, а также протяженность ее отдельного участка $l_{тр}$, вскрывающего один уступ высотой h, устанавливают по выражениям

$$l_{тр} = K_у h / i_р; \quad l_{т.сп} = n_у l_{тр},$$

где $n_у$ — число вскрываемых уступов.

Спиральная трасса может иметь прямолинейные и криволинейные участки, располагаемые на торцевых бортах карьера. Кривые в этом случае имеют большой радиус и их укладка обычно не требует устройства дополнительных сооружений (полунасыпей, полувыемок).

Часто в пределах карьера трассу можно выполнить из прямых, спиральных и петлевых (тупиковых) участков (см. рис. 12.3, *г*). Комбинацию этих элементов применяют для улучшения условий вскрытия отдельных горизонтов, повышения эффективности работы транспорта и реализации принятой системы разработки.

Обычно трассы располагают в выработках смешанного заложения: к нескольким верхним уступам трассу подводят по выработкам внешнего заложения, а к нижележащим — по выработкам внутреннего заложения.

Вскрывающие трассы по мере развития горных работ также развиваются, но могут и кардинально переустраиваться — реконструироваться.

12.7. Проектирование схем транспортных коммуникаций карьера

Схему транспортных коммуникаций карьера следует формировать исходя из необходимости обеспечения транспортирования пород от мест производства работ к пунктам приема горной массы в объемах, определенных календарным планом разработки.

Проектирование и выбор долгосрочной стратегии ее развития должны основываться на принятом порядке развития горных работ, горно-технических условиях разработки, прогнозе технического прогресса в создании транспортных средств в течение 10—15 лет, объективной необходимости реконструкции транспортной схемы с течением времени, применения новых видов и технических средств транспорта и охватывать все этапы разработки вплоть до окончания эксплуатации предприятия.

При этом следует учитывать, что ни один вид карьерного транспорта не обладает такой совокупностью технических характеристик, которые обеспечивали бы его эффективное применение во всем диапазоне расстояний транспортирования и объемов перевозок горной массы на карьерах. Каждый вид транспорта имеет свою, ограниченную область рационального применения. В этой связи применение комбинированного транспорта при разработке глубокозалегающих месторождений необходимо.

Периодический перенос транспортных коммуникаций, неизбежный при разработке глубоких карьеров, следует проектировать таким образом, чтобы к моменту ликвидации действующей системы вскрывающих выработок, съездов, подъемников, попадающих в зону разноса борта, была сформирована другая система транспортных коммуникаций, обеспечивающая нормальную работу предприятия в период реконструкции карьера без снижения его производительности.

Проектирование схемы железнодорожных путей целесообразно начинать с определения грузопотоков на различные периоды строительства и эксплуатации карьера. Привязанные к генеральному плану, они определяют положение основных транспортных коммуникаций, раздельных пунктов, которые устраивают в местах пересечения, слияния и разделения грузопотоков.

При проектировании *крупных карьеров* следует стремиться к стационарности трассы и рассредоточению грузопотоков. Это может быть достигнуто за счет создания парных выходов с группы смежных уступов и применения для вскрытия внешних траншей.

Использование таких траншей является достаточно распространенным способом вскрытия крупных карьеров с использованием железнодорожного транспорта. Очевидно, что чем шире и глубже внешняя траншея, тем большую группу глубоких горизонтов она обслуживает.

Прямые заезды на рабочие горизонты способствуют повышению провозной способности коммуникаций. Однако с увеличением параметров и числа внешних траншей возрастают объемы вскрышных работ, удлиняются сроки ввода карьера в эксплуатацию, повышается стоимость создания проектной транспортной системы. Капиталовложения на устройство коммуникаций в карьере и сокращение эксплуатационных затрат от использования этих коммуникаций осуществляют в разные моменты времени. Поэтому при проектировании вскрытия внешними траншеями должна быть решена задача оптимизации их числа, глубины и места заложения с учетом фактора времени. При оценке эффективности различных вариантов могут сопоставляться приведенные к одному моменту затраты на горно-капитальные работы по проходке и обустройству внешних траншей и затраты на транспортирование горной массы из карьера.

Наиболее эффективный вариант выбирают, как правило, при формировании порядка разработки месторождения, системы вскрытия, технологии горных работ и генерального плана предприятия, а также при определении руководяще-

го уклона железнодорожных путей, вида тяги и массы состава. При этом поиск наилучших вариантов должен заключаться в оптимизации не отдельных элементов, а всей схемы в целом. Кроме того, при проектировании следует придерживаться следующих рекомендаций:

• при вскрытии глубокими траншеями предпочтительнее их фланговое расположение, которое позволяет рациональнее использовать длину карьера путем устройства стационарных коммуникаций на постоянном борту и прямых заездов на горизонты рабочего борта;

• число внешних траншей должно быть не меньше двух. Транспортные коммуникации траншей должны иметь соединение на некоторых рабочих горизонтах и, что особенно важно, с общим раздельным пунктом (разъездом, станцией), расположенным в карьере. Наличие нескольких взаимосвязанных траншей обеспечивает соблюдение принципа парности, при котором грузопотоки одной траншеи в случае временного ее отключения могут быть направлены по другим (другой) траншеям;

• фланговые траншеи должны иметь различную глубину заложения с тем, чтобы каждая из них обеспечивала непосредственные заезды на определенную (свою) группу рабочих горизонтов, осуществляя тем самым охват по возможности большей части рабочей зоны карьера. Соблюдение этого требования позволяет свести к минимуму первичные внутрикарьерные перевозки горной массы, а также осуществлять пересечение постоянных систем железнодорожных съездов на разных уровнях;

• для снижения затрат в первом периоде строительства карьера следует предусматривать проходку более мелких траншей (на три-четыре горизонта), положение которых определяют системой вскрытия. Как правило, первоначальные траншеи вписывают в контур будущих капитальных траншей.

На карьерах применяют следующие *схемы развития железнодорожных путей* (рис. 12.5).

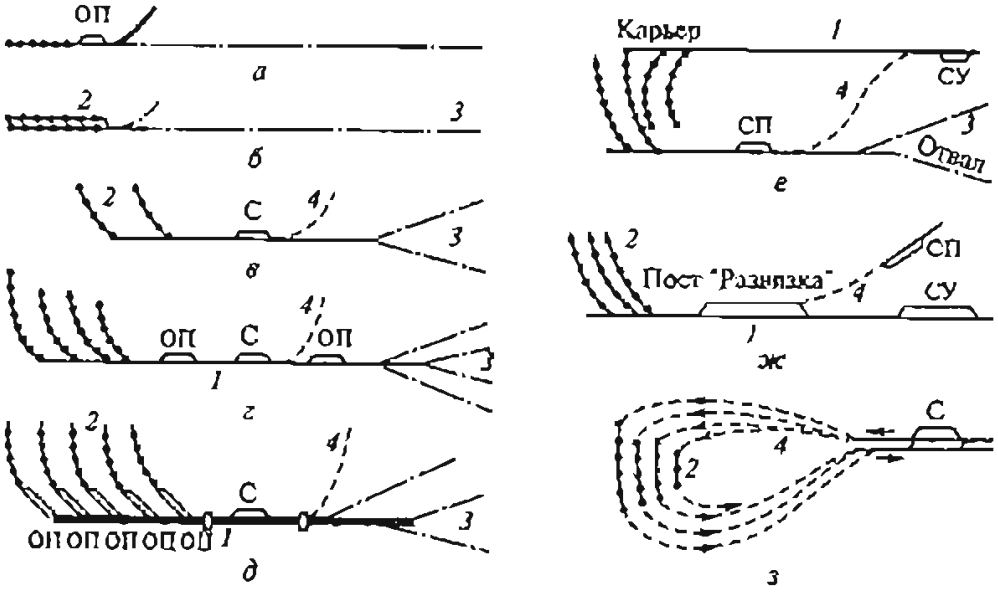


Рис. 12.5. Схемы развития железнодорожных путей на карьерах:

С — станция «Карьерная»; СП — станция «Породная»; СУ — станция «Угольная» («Рудная»); ОП — обменный пункт; *1*, *2*, *3* и *4* — соответственно главные, забойные, отвальные и соединительные пути

По схеме, приведенной на рис. 12.5, *а*, скрещение и обмен поездов происходят на обменном пункте; поезда курсируют на участке забой — отвал или забой — обогатительная фабрика без выхода на станцию. Для технических целей разъезд связывают со станцией соединительным путем. Схема применяется при одном забое на уступе с числом курсирующих составов до трех и наличии местного отвала. Возможно ее применение при работе однопортальных многоковшовых экскаваторов, при разработке уступов на косогорах, а также в качестве составной части более сложных схем.

По другой схеме развития (рис. 12.5, *б*) каждый из забойных путей служит погрузочным и ходовым. Для перевозок обычно применяют два состава, поэтому разъезды (обменные пункты) отсутствуют, обмена поездов на станции не предусмотрено. Схему обычно применяют при работе двухпортального многоковшового экскаватора.

На небольших карьерах (рис. 12.5, *в*) пути одноколейные, обмен поездов предусматривается на станции С. Порода транспортируется на отвалы, а полезное ископаемое — по соединительному пути к месту назначения.

При проектировании двух разъездов и станции (рис. 12.5, *г*) движение регулируют посредством станции на прилегающих к ней перегонах до карьерного и отвального обменных путей, где производится обмен поездов.

Возможен вариант схемы с одним разъездом. В этом случае станция выполняет функции другого разъезда. Поезда с полезным ископаемым со станции следуют по соединительному пути. Такая схема применяется при сложных (сходящихся — расходящихся) разнородных грузопотоках на карьерах средней мощности и значительном удалении внешних отвалов.

На схеме (рис. 12.5, *д*) главные пути двухколейные. Разъезды, где производят обмен поездов, располагают на бермах рабочих уступов (или отвалах), они одновременно выполняют роль пунктов примыкания. Данная схема наиболее распространена, характерна для мощных карьеров, при сложных (сходящихся — расходящихся) разнородных грузопотоках обеспечивает большой грузооборот и высокие показатели использования подвижного состава и экскаваторов во времени.

Сложная схема (рис. 12.5, *е*) состоит из двух схем, показанных на рис. 12.5, *в*. Порода поступает через станцию «Породная» (СП), а полезное ископаемое — через станцию «Угольная» (СУ) или «Рудная». Применяется при сходящихся сложных (сходящихся — расходящихся), рассредоточенных (имеющих независимые коммуникации и транспортные выходы из карьера) грузопотоках на карьерах большой глубины и значительных размеров в плане.

Схема на рис. 12.5, *ж* аналогична схеме, показанной на рис. 12.5, *д*. Сосредоточенный разнородный грузопоток разделяют на поверхностном посту «Развязка» на два однородных грузопотока.

Схема, состоящая из одноколейных путей без разъездов (рис. 12.5, *з*), обеспечивает поточное движение поездов без их пересечения при сквозном фронте работ уступов.

В условиях равнинного рельефа расположение основных железнодорожных станций на поверхности определяют в соответствии со схемой размещения объектов строительства (генеральным планом) предприятия, очередностью разработки и вскрытия месторождения. Они должны быть максимально приближены к борту карьера, отвалам пород и к пунктам приема полезного ископаемого. При пересеченной местности местоположение станций выбирают с учетом отметок

рельефа, позволяющих, с одной стороны, расположить их в благоприятных топографических и инженерно-геологических условиях, и с другой — обеспечить кратчайшее расстояние транспортирования пород.

Существенной составной частью общей схемы развития железнодорожных путей карьера является путевое развитие на рабочих уступах, которое определяется числом и типом экскаваторов на уступе, числом и направлением транспортных выходов, длиной фронта работ уступа и рядом других факторов

При проектировании всегда следует стремиться избегать стрелочных переводов в пределах действующего фронта горных работ, так как это приводит к дополнительным задержкам поездов при проходе стрелок. Поэтому обменные пункты целесообразно выносить за пределы рабочей зоны уступа, а к каждому экскаватору предусматривать отдельный тупик, даже если это приводит к увеличению длины передвижных путей.

При двустороннем подъезде к горизонту и двух рабочих экскаваторах, как правило, укладывают самостоятельные железнодорожные пути с каждой стороны под соответствующий экскаватор.

Длина фронта горных работ на один экскаватор более 1,5—2 км вызывает необходимость предусматривать обменные пункты (тупики или разъезды) в пределах передвижного пути с целью сокращения времени обмена поездов у экскаватора. В этом случае обеспечивается высокая производительность экскаваторов.

На рис. 12.6 приведены *схемы развития забойных путей* при работе на уступе одного и двух экскаваторов

При *тупиковом фронте работ с одним экскаватором на уступе* обмен поездов осуществляют на обменном пункте (ОП) за пределами фронта работ (схема *Т-1а*) или на дополнительном ОП, располагаемом на уступе в виде тупика (схема *Т-1б*), или разминовки (схема *Т-1в*). Время обмена по схемам *Т-1б* и *Т-1в* меньше, чем по схеме *Т-1а*, но это достигается за счет увеличения числа стрелочных переводов на передвижных путях. Сквозное движение при тупиковом фронте возможно организовать по схеме *Т-1г*, при этом разминовочный тупик может быть использован для обслуживания нескольких горизонтов.

При тупиковом фронте с двумя экскаваторами на уступе применяют схемы *Т-2а*, *Т-2б*, *Т-2в*, *Т-2г*.

По схеме *Т-2в* в забои одновременно подают два поезда, которые после загрузки обменивают на раздельном пункте на очередную пару порожних поездов При этом загрузка обоих составов должна заканчиваться одновременно, а выезд груженых поездов осуществляется друг за другом. В пределах фронта работ можно прокладывать два погрузочных пути (схема *Т-2б*); при этом одну колею имеет только соединительный путь. Обмен поездов производят на раздельном пункте за пределами фронта работ; для обмена составов частично можно использовать два пути первого блока. По этой схеме степень зависимости экскаваторов друг от друга снижается, но наличие четырех стрелочных переводов усложняет процесс передвижки.

По схеме *Т-2в* может быть организовано сквозное движение в пределах фронта работ. Схема позволяет добиться наименьшего времени обмена, но очень дорогая и поэтому применяется редко.

При работе экскаваторов в смежных заходках может быть применена схема *Т-2г*, предусматривающая независимый обмен поездов на раздельном пункте. При этом целесообразно устраивать дополнительный обменный пункт в пределах фронта работ на уступе.

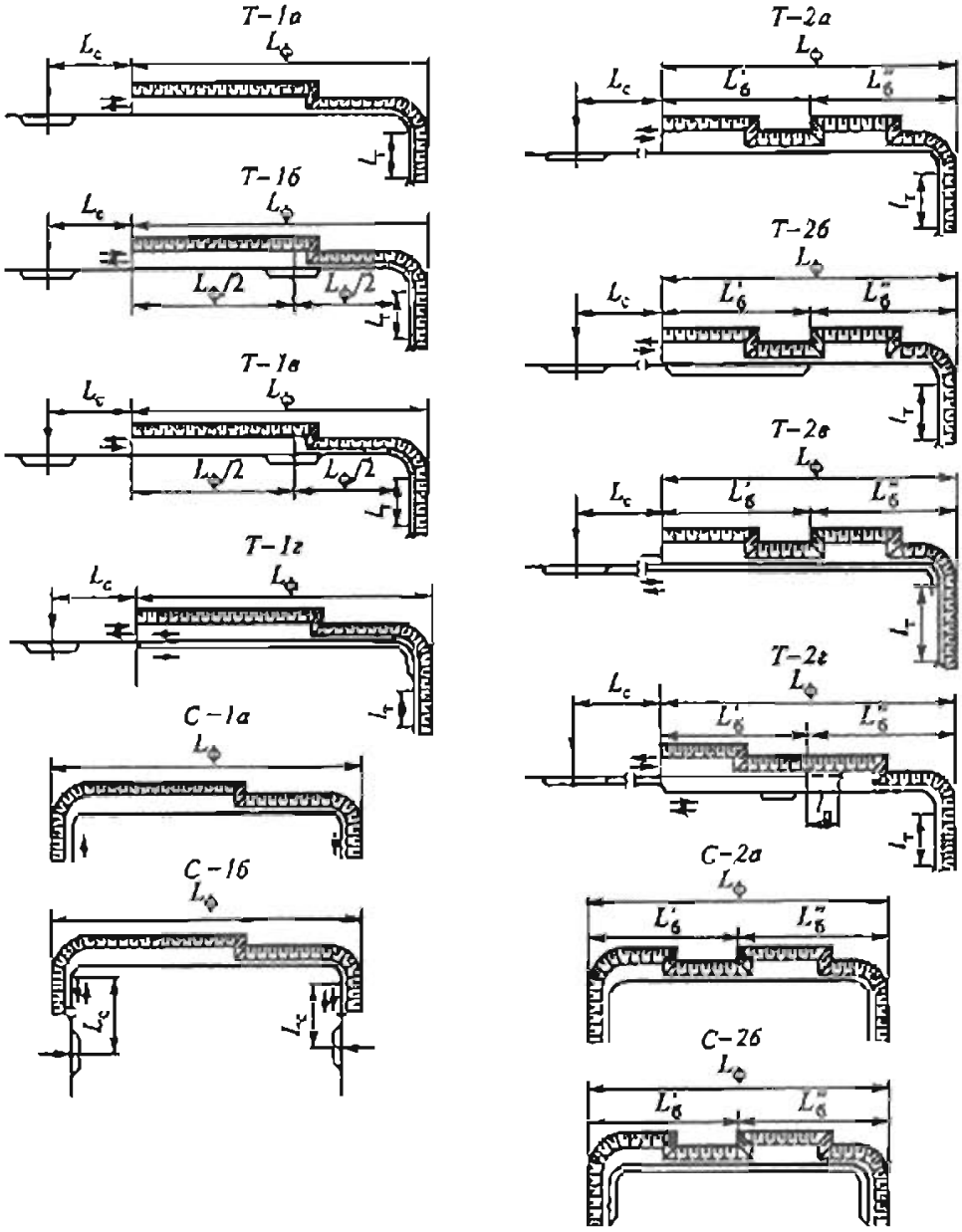


Рис 12.6. Схемы развития железнодорожных путей при работе на уступе одного и двух экскаваторов:

L_c — длина соединительных путей; $L_т$ — длина тупика; $L'_б$, $L''_б$ — длина блоков; $L_ф$ — длина фронта работ

Развитие путей *при одном и двух экскаваторах на уступе и сквозном фронте* показано на схемах *С-1а*, *С-1б*, *С-2а*, *С-2б*. При применении этих схем время обменных операций минимально.

Значительно усложняются путевые схемы при трех экскаваторах на уступе, поэтому к установке трех экскаваторов можно прибегать только в крайних случаях, например, когда из трех экскаваторов один отгружает полезное ископаемое, а другие — вскрышные породы, фабрика и отвал расположены на разных сторонах карьера и различные виды горной массы требуется вывозить с горизонта в строго определенных направлениях. При этом предпочтение следует отдать тому направлению примыкания к ходовому пути, которое согласуется с направ-

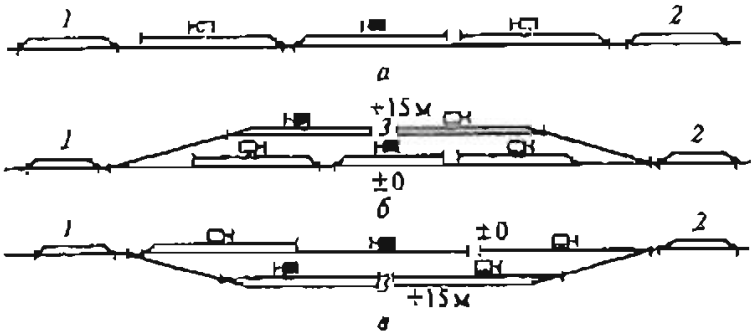


Рис. 12.7. Схема путей при работе трех экскаваторов на уступе карьера:

а — с примыканием к основному пути согласно основному направлению грузопотока; *б* — то же, с организацией проходного пути на соседнем горизонте; *в* — с устройством самостоятельных путей под каждый экскаватор и проходного пути на соседнем горизонте; *1* — рудная сторона; *2* — породная сторона; *3* — проходной путь; рудные экскаваторы выделены значком черного цвета

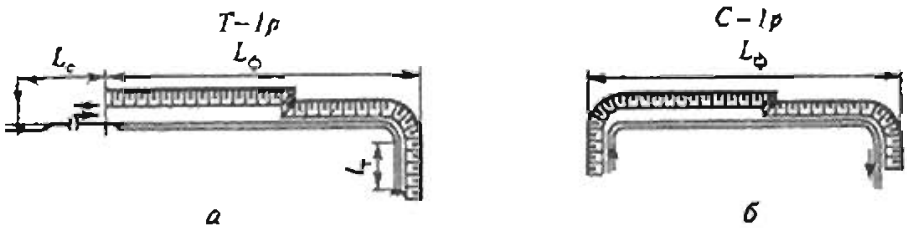


Рис. 12.8. Схемы путевого развития при работе роторного экскаватора на уступе:

T-1p — при тупиковой и *C-1p* — при сквозной конструкциях фронта работ; остальные условные обозначения см. рис. 12.6

лением основного потока, следующего из-под данного экскаватора (рис. 12.7, *а*). Кроме того, на соседних горизонтах с меньшим числом экскаваторов целесообразно предусматривать укладку проходного пути, который можно использовать для перераспределения между рудной и породной сторонами карьера поездов, следующих с рассматриваемого уступа с тремя экскаваторами (рис. 12.7, *б*). Такое же решение в отдельных случаях целесообразно рекомендовать при схеме путей на уступе, основанной на принципе «под каждый экскаватор — самостоятельный путь» (рис. 12.7, *в*).

При размещении отвалов пород по обе стороны от карьера вскрышу можно направлять к тому выезду с горизонта, который находится ближе к данному экскаватору, обеспечивая рассредоточение грузопотоков. Поэтому на крупных карьерах следует стремиться к тому, чтобы отвалы располагались ближе к каждому стационарному выезду из карьера. Это упрощает схему грузопотоков и организацию движения поездов в карьере.

При работе роторных экскаваторов и одноковшовых экскаваторов с передвижными дробилками обычно применяют схемы *T-1p* (рис. 12.8, *а*) и *C-1p* (рис. 12.8, *б*).

Проектирование схемы карьерных автомобильных дорог

Схемы автодорог и движение автотранспорта определяются горнотехническими условиями разработки месторождения, направлением и расстоянием транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого, возможностя-

ми создания заездов в карьер с крутыми уклонами, небольшими радиусами кривых в плане, маневренностью, относительной независимостью от расположения объектов на поверхности.

Формирование различных схем вскрывающих трасс включает трассирование дорог, определение расстояний транспортирования и объемов перевозок, распределение грузопотоков с рабочих горизонтов между отдельными трассами и приемными пунктами, определение объемов горных работ для устройства дорог.

Объемы горных работ, зависящие от варианта вскрытия, устанавливают после определения положения траншей по контурам, отстроенным без учета транспортных коммуникаций. Для размещения транспортных берм и съездов необходимо предусматривать дополнительный разнос бортов или оставление целиков или применять комбинацию этих способов. Рациональные варианты трасс транспортных коммуникаций определяют по экономическим показателям, например по капитальным затратам и текущим расходам. Первоначально оценивают варианты устройства и эксплуатации схем для первого этапа вскрытия, затем варианты изменения их для перехода к схемам второго и последующих этапов.

Технические характеристики автосамосвалов позволяют при проектировании схемы автодорог выбирать в качестве основного критерия минимальное расстояние перевозок. При оценке трассы по этому критерию непременно должна быть учтена динамика ее изменения и вызываемое в связи с этим удорожание транспортирования горных пород.

Поэтому, как правило, возможно проложение различных трасс от пунктов приема грузов до рабочих горизонтов карьера без предварительной проверки возможности вскрытия карьера до конечной глубины.

Трассирование основных автодорог проводят на планах горных работ, соответствующих этапам вскрытия. Основой для трассирования служат: схема вскрывающих трасс предыдущего этапа, положение пунктов приема горной массы и возможных транспортных выходов из карьера, расположение пунктов примыкания основных автодорог к рабочим горизонтам, календарный план горных работ.

Обычно проектирование схемы автомобильных дорог начинают с выбора мест заложения вскрывающих выработок, необходимых для реализации расчетных грузопотоков. Затем корректируют положение въездов в зависимости от размещения отвалов пород, пунктов перегрузки полезного ископаемого в карьере или его приема на поверхности и объединяют все въезды между собой, создавая единую автодорожную сеть.

При автомобильном транспорте применяют спиральные, петлевые, прямые, скользящие и комбинированные виды съездов.

При выборе руководящего (расчетного) уклона учитывают глубину карьера, интенсивность движения, тяговые характеристики средств автотранспорта, климатические особенности района. Большие уклоны позволяют значительно сократить объемы горных работ, однако при этом снижаются безопасность и скорость движения автомобилей, а также пропускная способность автодорог. Для современных автосамосвалов расчетный уклон принимают равным 70—80 ‰. В исключительных случаях на отдельных участках дороги допускается уклон до 100 ‰. При использовании автопоездов целесообразнее пологий ук-

лон (40—50 ‰), так как в этом случае увеличиваются скорость их движения и производительность.

В случаях, когда участки дорог с предельными значениями уклонов являются затяжными, через каждые 600 м устраивают участки длиной не менее 50 м с уклоном не более 20 ‰.

При совпадении подъема с кривой поворота трассы продольный профиль смягчают, при радиусах 50—60 м — на 15—20 %.

Первоначальное вскрытие горизонтов можно осуществлять временными наклонными траншеями, проводимыми при разработке мягких пород по целику, а при разработке скальных пород — по взорванной горной массе. Их уклон достигает 9—12 %, а радиусы кривых — 15—40 м. Срок службы таких траншей колеблется от 2 до 12 мес.

После подготовки фронта горных работ уступа по его откосам можно предусматривать устройство временных съездов. Их уклон 7—8 %, а радиус кривых 20—60 м (реже 15 м). Число временных съездов может достигать трех—семи на горизонт, срок службы — 6 мес и более. По мере развития работ съезды переносят вдоль фронта работ на 50—200 м, ранее действовавший съезд ликвидируют (отрабатывают).

Трасса таких съездов простая, петлевая или спиральная. Коэффициент удлинения $K_у$ временной простой и спиральной трассы зависит в основном от ширины рабочей площадки $Ш_{р.п}$. При $Ш_{р.п} = Ш_{р.п\ min}$ $K_у = 1{,}25 \div 1{,}6$; при $Ш_{р.п} = (1{,}5 \div 2{,}5)\ Ш_{р.п\ min}$ $K_у = 1{,}44 \div 2$. При петлевой трассе $K_у$ возрастает на 10—15 %.

На нагорных карьерах соединение прямых участков трассы можно осуществлять с помощью петли на горизонтальной площадке или с устройством серпантина — постепенно поднимающейся кривой с уклоном $i_к$ (рис. 12.9). Использование серпантина сокращает длину трассы и объем горно-капитальных работ. От пункта пересечения участков трассы противоположного направления на каждом горизонте проводят соединительную полутраншею. Она может примыкать к наклонной полутраншее на площадке, по борту которой проходит серпантин на следующий горизонт (см. рис. 12.9, *а*); при этом обеспечивается независимость движения автомашин на криволинейных участках дороги, однако объемы работ увеличиваются. Если соединительная полутраншея примыкает к наклонной на верхнем конце серпантина (см. рис. 12.9, *б*), строительный объем

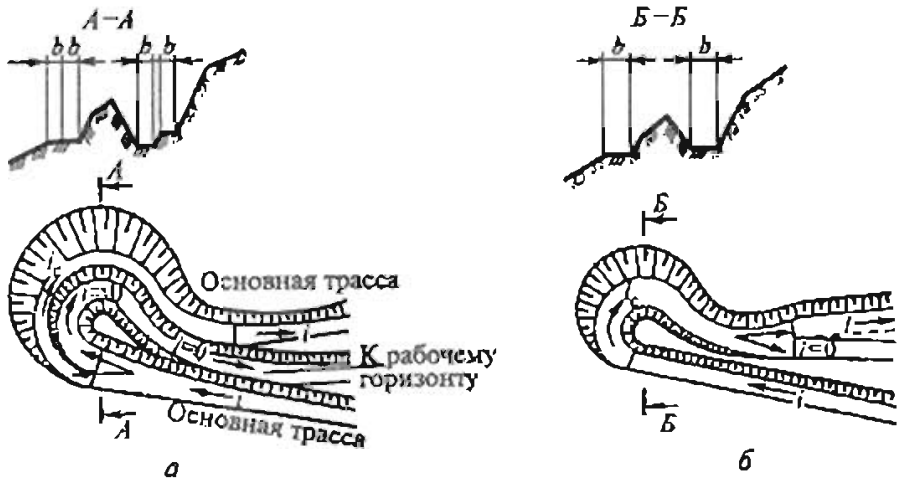


Рис. 12.9 Схемы пунктов примыкания петлевой трассы на косогоре:

b — ширина дороги; $i_к$ — уклон трассы на серпантине

се уменьшается, но примыкание происходит на кривой, и высота вскрываемого горизонта уменьшается на величину $\Delta h = h - h_c$ (h_c — высота участка трассы в пределах серпантина).

Вскрытие рабочих горизонтов стационарными внешними полутраншеями с петлевой трассой целесообразно для нагорных карьеров. В связи с необходимостью опережающей отработки вышележащих уступов все горизонты высотной части месторождения вскрывают в период строительства карьера. Уклон дорог для верхних горизонтов можно принимать 100—200 ‰, а на нижних горизонтах — 70—90 ‰. Если позволяет протяженность склона, повороты трассы с целью уменьшения их числа следует устраивать через два-три горизонта.

Постоянные автодороги устраивают по нерабочим бортам после достижения верхними уступами конечного или промежуточного контура карьера, их уклон 5—7 %, радиусы кривых 20—120 м, покрытие усовершенствованного типа.

В нижней части рабочей зоны карьера, в связи с уменьшением длины рабочего фронта и уменьшением общего объема горных работ на горизонтах, число съездов на каждом горизонте сокращается, постоянные дороги устраивают с параметрами, характерными для временных автодорог: увеличенными уклонами, малыми радиусами кривых, покрытиями переходного и низшего типов.

Наклонные участки автодорог могут примыкать к горизонтальным дорогам уступов на руководящем подъеме, на смягченном подъеме (с пологой вставкой) и на площадке (с горизонтальной вставкой).

Выбор вида примыкания определяется в первую очередь формой трассы.

Примыкание на руководящем подъеме целесообразно применять на верхних, отработанных уступах при сквозном движении автомобилей по этим съездам, расположенным на нерабочем борту карьера между поверхностью и нижележащими горизонтами.

При простой форме трассы соединительные автодороги можно соединять с наклонными участками, расположенными на нерабочем борту, с помощью горизонтальной или пологой вставки (2—4 %) длиной 20—40 м.

При петлевой форме трассы и примыкании основного съезда на петле целесообразно устройство горизонтальной вставки (рис. 12.10, *а*).

Необходимо выполаживать съезды не только в пунктах примыкания, но и на криволинейных участках радиусом менее 50 м, а также на затяжных спусках. В последнем случае через 500—600 м устраивают вставки длиной не менее 50 м с уклоном не более 2 %.

Уклон на криволинейном участке $i_к$ определяют по выражению $i_к = i_р - 6 + 0{,}1R$, где R — радиус кривой, м.

При минимальном радиусе поворота 20—30 м уклон криволинейного участка трассы не должен превышать 4—5 %.

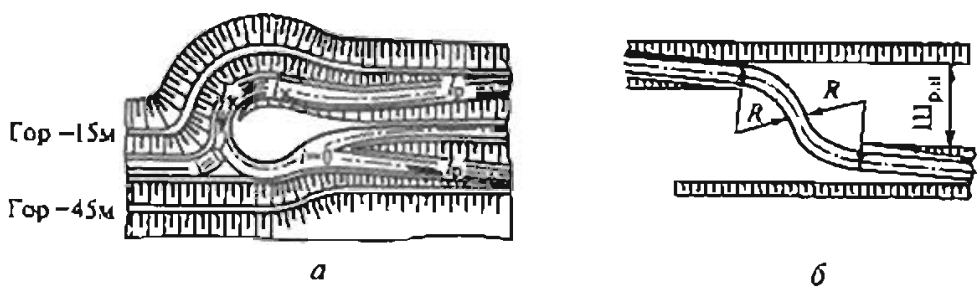


Рис. 12.10. Схемы пунктов примыкания автомобильных съездов к рабочим горизонтам

Для обеспечения возможности движения автомашин по трассе со скоростью 20 км/ч необходимо, чтобы радиус поворота петлевого соединения составлял не менее 25—30 м. Это вызывает необходимость увеличивать разнос бортов карьера на участках расположения поворотных площадок. Только в стесненных условиях допускается уменьшение радиуса петли до 15—20 м.

В пунктах примыкания к автодорогам уступов съездов, расположенных на рабочем борту, устраивают горизонтальные вставки (рис. 12.10, *б*), минимальную длину которых принимают приблизительно равной сумме радиуса поворота автодороги и ширины рабочей площадки.

Коэффициент удлинения $K_у$ трассы принимают в следующих диапазонах:

При сквозных съездах без примыкания на горизонте:	
простая трасса (прямые съезды)	1,07—1,12
сложная трасса (петлевые съезды)	1,04—1,16
При примыкании съездов, расположенных на нерабочем борту карьера, к соединительным автодорогам:	
прямые съезды	1,08—1,16
петлевые съезды с односторонним примыканием	1,1—1,25
петлевые съезды с двусторонним примыканием	1,4—1,7
При примыкании временных съездов к забойным дорогам:	
съезды, занимающие фиксированное положение по длине фронта работ, при минимальной ширине рабочей площадки	1,25—1,6
съезды, перемещаемые вдоль фронта работ уступа, при широких рабочих площадках	1,4—2

Для трасс сложной формы коэффициенты удлинения трассы определяют раздельно для простых и петлевых участков. При увеличении глубины карьера $K_у$ для внутрикарьерных дорог уменьшается с 1,3—1,8 до 1,1—1,2 за счет увеличения постоянной части трассы на верхних горизонтах. Коэффициент удлинения трассы возрастает с увеличением максимального уклона, ширины площадок на уступах, минимального радиуса поворота дороги, высоты рабочей зоны и с уменьшением размеров карьера в плане.

Съезды от пункта примыкания внешней траншеи, если позволяют условия, необходимо проводить по обоим бортам. На нерабочих бортах карьера прямые участки трассы (без петель) устраивают обычно возможно большей длины, чтобы избежать дополнительного разноса бортов, удлинения трассы и ухудшения условий движения. На рабочих и временно нерабочих бортах петли располагают в пределах площадок уступов, поэтому трассы могут иметь значительное число поворотов.

Пункты примыкания трасс к рабочим горизонтам необходимо размещать так, чтобы минимизировать транспортную работу по видам горной массы для каждого горизонта за этап вскрытия. При примыкании двух трасс различной длины L_1 и L_2 к уступу или его участку рациональное расстояние X_1, м, первого пункта примыкания трассы от начала фронта работ

$$X_1 = 0{,}5(L_{ф.у} + L_2 - L_1),$$

где $L_{ф.у}$ — длина фронта работ уступа, м.

Аналогично определяют положение второго пункта примыкания.

Как правило, не удается одновременно оптимизировать положение трасс и транспортную работу на горизонте. Так как суммарные грузопотоки по съездам значительно больше, чем на отдельных горизонтах, в первую очередь оптимизируют положение съездов. По этой же причине сначала устанавливают положение участков дорог, примыкающих к поверхности, и трассирование осуществляют по направлению от этих участков к рабочим горизонтам.

Первоначальные расстояния между пунктами примыкания съездов к рабочим горизонтам (расстояние между съездами) принимают в пределах от 150—200 до 500—700 м, а затем исключают нерациональные варианты.

Грузопотоки между съездами распределяют исходя из условия уменьшения транспортных затрат.

Использование автотранспорта позволяет относительно часто изменять число и положение съездов и транспортных коммуникаций в соответствии с развитием горных работ. Длительность периода стационарности трассы автомобильных дорог определяется интенсивностью ведения горных работ — «этапов» существенного изменения контуров карьера и объемов перевозок. Примерная величина такого периода при проектировании может быть принята в диапазоне 2—5 лет.

Уменьшения текущих расходов можно достичь путем увеличения числа вскрывающих выработок и сооружения дорог с улучшенным покрытием. Однако это неизбежно связано с увеличением объема горно-строительных работ и соответственно капитальных затрат.

Часто несколько вариантов схем вскрывающих трасс близки по экономической оценке. Окончательный выбор следует осуществлять с учетом технологических, геологических и других факторов. На основании этого устанавливают порядок поэтапного изменения схем вскрывающих трасс.

Схемы конвейерных линий. Конвейерная линия карьера состоит из забойных, соединительных, подъемных, отвальных, магистральных, сборных конвейеров.

Забойные конвейеры, принимая горную массу от выемочно-погрузочной машины, перемещаются вслед за подвиганием фронта работ. При их расстановке на уступах следует предусматривать перекрытие имеющейся у них нерабочей зоны разгрузочными устройствами экскаваторов непрерывного действия или перегружателями. Соединительные (передаточные) торцевые конвейеры предназначены для передачи вскрышных пород с забойных конвейеров на отвальные при внутреннем отвалообразовании. Их размещают на бермах торца карьера, устанавливают на рельсовом ходу и перемещают вдоль их осевой линии при каждой очередной передвижке ставов забойных и отвальных конвейеров. Вместе с соединительным обычно применяют короткий телескопический конвейер. Отвальные конвейеры передвигают синхронно с движением отвального фронта. Следует предусматривать перекрытие их нерабочих зон в месте стыковки двух ставов за счет вылета приемных консолей отвалообразователей.

Магистральные конвейеры, служащие для передачи вскрышных пород с забойных на отвальные конвейеры при внешнем отвалообразовании, а также для транспортирования полезного ископаемого из карьера, устанавливают стационарно в траншеях или на поверхности. Сборные конвейеры служат для передачи транспортируемого материала с нескольких забойных конвейеров на подъемный (наклонный), устанавливаемый обычно на нерабочем борту карьера или в траншее. В состав схемы конвейерных линий могут входить также распредели-

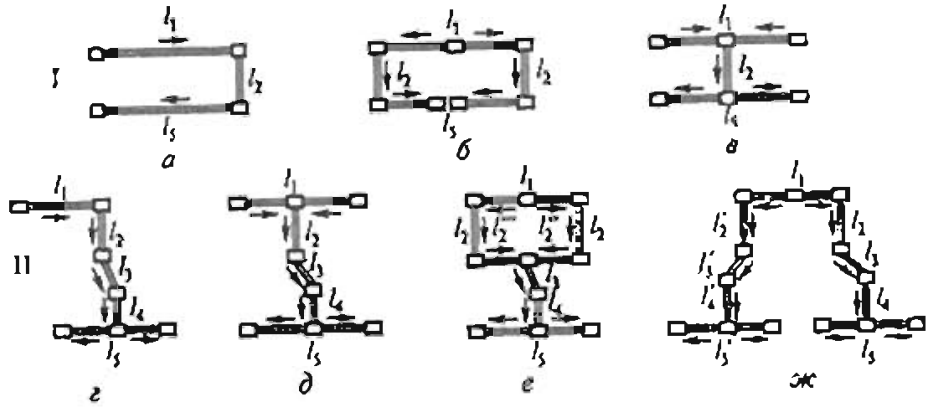


Рис. 12.11. Типовые схемы конвейерных линий при внутренних (I) и внешних (II) отвалах:

а, *г* — одностороннее расположение соединительных конвейеров; *б*, *е* — двустороннее; *в*, *д* — центральное, *ж* — двустороннее при двух внешних отвалах; l_1 — забойный конвейер; l_2, l_2', l_2'', l_2''' — соединительные конвейеры; l_3, l_3' — конвейерные подъемники; l_4, l_4' — магистральные конвейеры; l_5, l_5' — отвальные конвейеры

тельные, вспомогательные и перегрузочные конвейеры. Типовые схемы конвейерных линий приведены на рис. 12.11.

Трассы скиповых подъемников. Трасса скипового подъемника представляет собой наклонный или вертикальный (45—90°) рельсовый путь шириной 3,6—4,3 м. Скиповые подъемники целесообразно устанавливать на нерабочем борту карьера. Работу с использованием этого вида транспорта обычно проектируют в сочетании с автомобильным и железнодорожным транспортом по достижении карьером глубины 120—160 м и при конечной глубине 450 м.

Для загрузки скипов сооружают загрузочные устройства в карьере и для разгрузки — перегрузочные пункты на поверхности (рис. 12.12). Их конструкция определяется грузоподъемностью скипа и их геометрическими размерами (ширина 3—3,5 м, высота 2,2—2,8 м, длина 4,6—6 м). Следует стремиться по возможности упрощать перегрузочные устройства, устраивать безбункерную перегрузку горной массы в скипы. Однако при этом необходимо учитывать появление жесткой зависимости между карьерным транспортом и скиповым подъемом.

Схемы транспортных коммуникаций при применении комбинированного транспорта. При проектировании разработки глубоких карьеров с равнинным рельефом поверхности можно выделить две резко отличающиеся по условиям вскрытия зоны карьера — верхнюю и нижнюю.

Верхней зоной крупного карьера принято считать его часть глубиной 250—300 м, вскрытие и разработка которой по времени совпадают с периодами строительства, наращивания производительности и эксплуатации его при достигнутой проектной производительности в течение приблизительно 5—7 лет.

Глубина верхней зоны может составлять около 40 % общей глубины карьера. При этом ее объем составляет 60—70 % общего объема карьера.

Нижняя зона карьера — это та его часть, которая расположена между верхней зоной и дном.

Для вскрытия нижней зоны карьера используют наземные выработки, расположенные по борту карьера, подземные и смешанного заложения выработки.

С углублением горных работ и сокращением площади рабочей зоны карьера неизбежен переход на *комбинированный транспорт*, т.е. объединяющий различ-

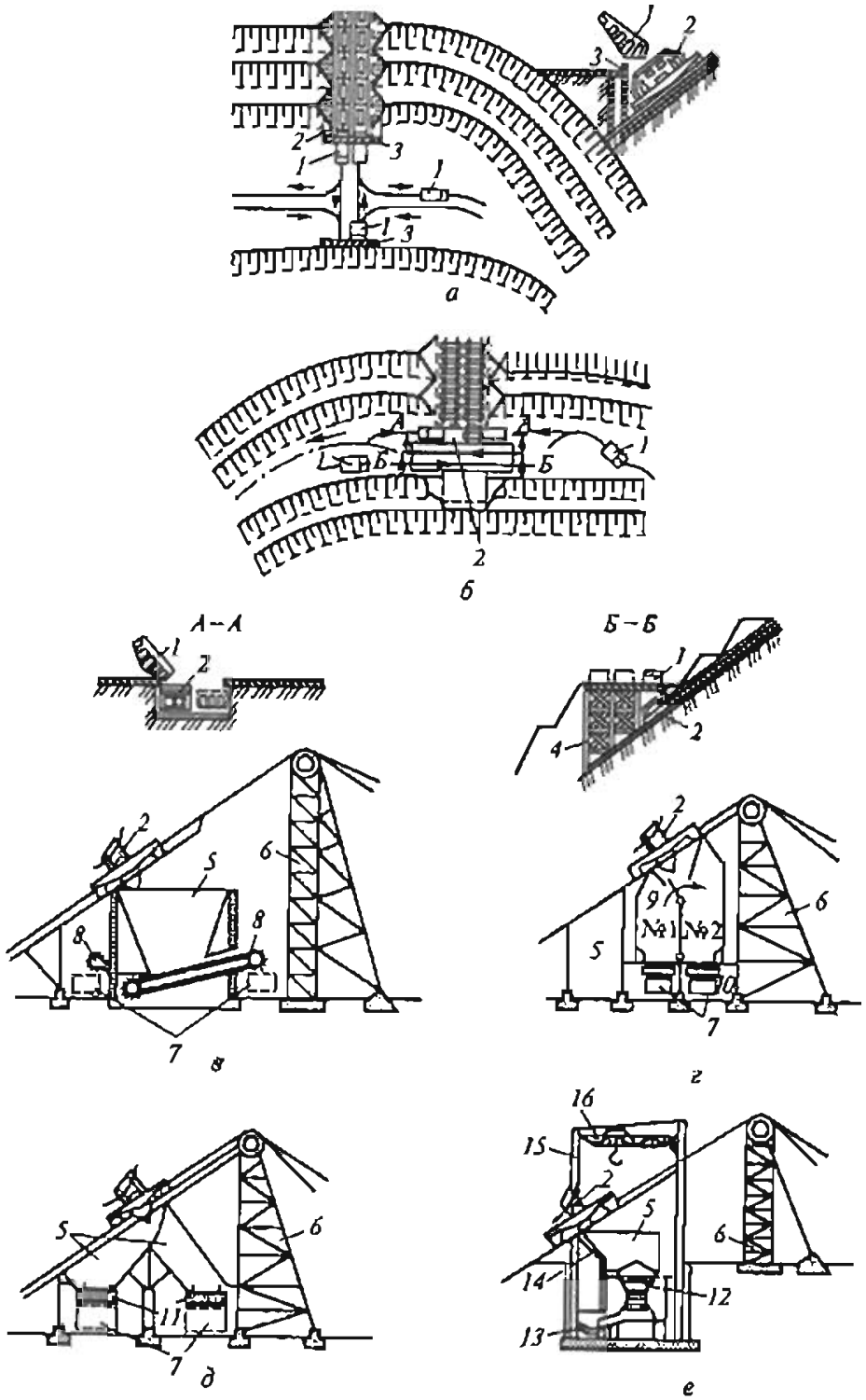


Рис. 12.12. Схемы перегрузочных узлов с непосредственной загрузкой скипов в карьере при подъезде автосамосвалов сзади (*а*) и сбоку (*б*) и поверхностных перегрузочных устройств (*в* — *е*):

1 — автосамосвалы; *2* — скипы; *3* — упоры; *4* — путепровод; *5* — бункер; *6* — копер; *7* — транспортные сосуды, *8* — питатель пластинчатый; *9* — шибер; *10* — вибропитатель; *11* — вибропитатели с вибропобудителями, *12* — дробилка; *13* — конвейер; *14* — грохот; *15* — несущая конструкция; *16* — кран

ные виды транспорта, одним из которых (внизу рабочей зоны) обычно является автомобильный.

Возможно применение различных вариантов комбинированного транспорта Наиболее распространены комбинации:

- железнодорожного и автомобильного транспорта;
- железнодорожного, автомобильного транспорта и конвейерных подъемников, расположенных на борту, в траншее или в подземной наклонной выработке; этот вариант характерен для циклично-поточной технологии, при которой в начале конвейера устанавливается дробильная установка, горную породу к которой транспортируют автосамосвалами;
- железнодорожного, автомобильного транспорта и скиповых подъемников, расположенных в траншее по борту карьера.

При проектировании комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта следует учитывать следующие обстоятельства.

Железнодорожные и автомобильные заезды в карьер делают, как правило, разобщенными из-за большой разницы в допускаемых уклонах. При принятии на железнодорожном транспорте повышенных уклонов (до 60—80 ‰) можно располагать стационарные автомобильные и железнодорожные коммуникации в единой вскрывающей выработке.

Во всех случаях постоянные автосъезды следует располагать в устойчивых породах, а их начало на поверхности желательно привязывать к торцу карьера, с тем чтобы прямой заезд, располагаемый вдоль нерабочего борта, был возможно большей длины. При этом кривые (серпантины) располагаются в противоположных торцах карьера, а их число становится минимальным.

Когда в зоне производства горных работ используются оба вида транспорта и неизбежно пересечение автомобильных и железнодорожных грузопотоков, взаимное расположение автосъездов на соседних уступах должно обеспечивать как условия пересечения железнодорожных путей (под углом, стремящимся к прямому, с обеспечением требуемой видимости), так и благоприятный режим движения автосамосвалов. С учетом размещения вертикальных и горизонтальных кривых величина смещения в плане соседних съездов относительно друг друга должна быть не менее 50 м. Схема подъездов к перегрузочным складам должна исключать дополнительные пересечения с погрузочными железнодорожными путями. В случае, когда работа автомобильного транспорта предусмотрена на нижних горизонтах карьера, а на верхних — расположены железнодорожные пути, пересечение постоянных автомобильных и стационарных железных дорог следует выполнять на разных уровнях посредством устройства путепроводов.

На карьерах с большими групповыми грузопотоками, которые обслуживаются отдельными системами транспортных коммуникаций, также могут быть использованы пересечения этих систем на разных уровнях.

Это позволяет использовать борт карьера, первоначально приводимый в конечное положение, для устройства на нем стационарных систем транспортных коммуникаций, обслуживающих наибольшее число рабочих горизонтов.

Расположение стационарных транспортных коммуникаций с разворотными площадками, раздельными пунктами (при использовании железнодорожного транспорта) и пересечениями внутри карьера требует значительного расширения размеров берм (против требуемых по условиям устойчивости и безопасности), что ведет к выполаживанию угла наклона бортов, величина которого колеблется в пределах 5—10°. Большая величина выполаживания характерна для

карьеров с применением железнодорожного транспорта, а меньшая — для карьеров с использованием автомобильного транспорта. Выполаживание бортов ведет к увеличению объемов пород в карьере; причем дополнительные объемы пород подлежат удалению в первые периоды эксплуатации карьера

Перегрузочный пункт (ПП) на нижних горизонтах или дне карьера целесообразно располагать при проектировании открытой разработки *крутопадающих месторождений глубиной 300 м и более*. Зона применения автотранспорта в этом случае ограничивается нижними горизонтами и расстояниями перевозки до 0,7 км. Дальность перевозок железнодорожным транспортом может доходить до 10 км. Период переноса перегрузочного пункта (ПП) — 1,5—2 года.

При расположении ПП на промежуточном горизонте следует предусматривать доставку горной массы автотранспортом с нижерасположенных (относительно ПП) горизонтов. Для сокращения расстояний перевозки автотранспортом перегрузочный пункт следует располагать на рабочем борту карьера, его местоположение нужно выбирать таким образом, чтобы обеспечить расстояние перемещения горной массы автотранспортом до 1,5 км для карьеров большой и до 1 км — средней производительности.

В проектах *крупных карьеров* можно предусматривать применение железнодорожного электрифицированного транспорта *до глубины 150—250 м* с транспортированием горной массы с нескольких нижних рабочих горизонтов автосамосвалами до перегрузочных пунктов. Их целесообразно размещать на рабочем борту карьера. Количество таких ПП может быть от 1—2 до 6—8, а продолжительность существования на одном месте 1—3 года. Наличие перегрузочного пункта в рабочей зоне карьера создает технологические трудности для непрерывного перемещения рабочего борта с определенной скоростью в заданном направлении. Их можно преодолеть либо созданием на горизонте резервной площадки для размещения перегрузочного пункта путем подвигания вышележащего участка борта с увеличенной скоростью, либо организацией под перегрузочным пунктом участка временно нерабочего борта (целика), последующий разнос которого также должен производиться с увеличенной скоростью продвигания уступов.

Вариант с опережением горных работ требует выполнения их значительных объемов до устройства перегрузочного пункта.

Вариант работы с организацией временных целиков требует меньшего первоначального объема выемки пород, но значительно сложнее в организации работ и может применяться только при низкой интенсивности отработки месторождения и большом расстоянии по вертикали до горизонта размещения перегрузочного пункта. Во избежание чрезмерного увеличения результирующего угла наклона рабочего борта карьера на участке ниже перегрузочного пункта допускается не более одного его перемещения без смещения в ту или другую сторону по горизонтали

Перегрузочные пункты с целью увеличения времени их нахождения на одном месте следует стремиться размещать на участках рабочего борта с минимальной горизонтальной скоростью перемещения.

При проектировании *карьеров глубиной до 150 м* перегрузочные пункты можно располагать на поверхности за конечным контуром карьера и выполнять в виде стационарного сооружения. Перегрузочные пункты при *автомобильно-конвейерном транспорте* (циклично-поточная технология разработки) пред-

ставляют собой сложные стационарные или полустационарные сооружения, в которых осуществляют дробление горной породы.

При проектировании *карьеров*, характеризующихся *значительным темпом углубки и большим сроком службы*, целесообразно ориентироваться на применение полустационарных установок, размещаемых на концентрационных горизонтах.

Рациональный шаг переноса концентрационного горизонта определяется технико-экономическим анализом. Частый перенос дробильно-грохотильного перегрузочного узла способствует сокращению расстояния транспортирования внутри карьера, но увеличивает затраты на строительные и монтажные работы. Дробилки целесообразно переносить приблизительно через 80 м по вертикали по мере углубления горных работ. Обычно принимают четыре рабочих уступа высотой по 20 м, горная масса с которых доставляется автотранспортом на перегрузочный пункт; первый уступ находится выше горизонта разгрузки, второй — на его уровне и оставшиеся два — ниже горизонта разгрузки. Продолжительность отработки такой группы уступов на один концентрационный горизонт составляет 8—10 лет, продолжительность переноса перегрузочного пункта (дробилки) — около 6 мес. Ориентировочно шаг переноса перегрузочного пункта, м, определяется по формуле

$$h_{пер} = \sqrt{\sum Z_{пер} / [(C'_а - C'_к)\gamma S_у]},$$

где $\sum Z_{пер}$ — суммарная стоимость переноса перегрузочного пункта, руб.; $C'_а$ — стоимость подъема 1 т горной массы на 1 м при применении автотранспорта, руб.; $C'_к$ — то же, при использовании конвейерного транспорта, руб.; γ — плотность пород, т/м^3; $S_у$ — средневзвешенная площадь уступов, отрабатываемых на данный концентрационный горизонт, м^2.

$$C'_а = C_а K_у / (1000 \sin i),$$

где $C_а$ — стоимость перемещения 1 т горной массы на 1 км при использовании автотранспорта, руб.; $K_у$ — коэффициент удлинения трассы; i — руководящий подъем для автотранспорта, градус.

$$C'_к = C_к K_у / (1000 \sin \omega),$$

где $C_к$ — стоимость перемещения 1 т горной массы на 1 км при использовании конвейерного транспорта, руб.; ω — угол наклона конвейерного подъемника, градус.

Благодаря достаточно широкому диапазону рациональных значений зон действия концентрационного горизонта расположение дробильно-грохотильных перегрузочных узлов следует увязывать с контуром карьера. Глубину разработки, начиная с которой целесообразен переход к комбинированному автомобильно-конвейерному транспорту, ориентировочно можно принимать в диапазоне 40—120 м. Перегрузочный пункт с дробилкой в карьере целесообразно устанавливать с таким расчетом, чтобы обеспечить минимальную, на протяжении всего периода эксплуатации горизонта, дальность транспортирования горной массы автосамосвалами. Конвейерный подъемник следует стремиться устанавливать по нерабочему борту карьера, по возможности избегая пересечения транспортных коммуникаций.

При проектировании комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта полезного ископаемого с размещением конвейеров в наклонных подземных выработках и на нерабочем борту карьера целесообразно в районе выхода наклонной шахты (или наклонного конвейера) в борт карьера форсировать горные работы в этой зоне, создав дополнительный участок углубки.

При применении *автомобильно-железнодорожного транспорта* основное распространение получили перегрузочные пункты в виде открытых складов с использованием экскаваторов цикличного действия.

Схемы открытых складов с использованием на перегрузке экскаваторов предполагают продвижение состава во время погрузки, в связи с чем длина площадки под склад равна

$$L_{скл} = l_{шт} + 2l_{пз} + l_{ст},$$

где $L_{скл}$ — длина площадки под склад, м; $l_{шт}$ — длина штабеля материала, м (максимум 150—200 м по Нормам технологического проектирования); $l_{пз}$ — длина поезда, м; $l_{ст}$ — длина стрелочной зоны, м.

Высоту штабеля принимают по допустимой высоте черпания погрузочного оборудования, а ширина поверху складывается из постоянной центральной части, в пределах которой осуществляется маневрирование автосамосвалов, и рабочей (активной) части, которая отгружается в железнодорожный подвижной состав. Размеры последней определяются радиусом черпания и разгрузки экскаваторов, достигая в пределе суммы их максимальных значений.

Наименьшую ширину площадки для разворота автосамосвалов рекомендуется принимать в зависимости от типа машины и вида маневров (табл. 12.3). Последний указанный в таблице тип маневров допускается только при проходке траншей, строительстве дорог и т.п., но не рекомендуется для рабочих площадок в нормальных условиях эксплуатации.

Таблица 12.3

Рекомендуемая ширина маневровых площадок для автосамосвалов грузоподъемностью 27—180 т (по данным бывш. ИГД МЧМ СССР)

Вид маневров	Ширина маневровых площадок, м, для автосамосвалов				
	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Круговой разворот (петлевой подъезд)	23	25	27	30	41
Разворот с одной переменой направления (тупиковый подъезд)	16	19	20	22	28
То же, с двумя переменами направления	13	15	17	19	24

Все данные размеров площадок (см. табл. 12.3) приведены без учета размеров предохранительных валов и призмы безопасности. Поскольку автосамосвалы разгружаются за ее пределами, а сталкивание горной породы в забой экскаватора осуществляется бульдозерами, то по данным практики ширину центральной части открытых складов можно принимать в пределах 25—35 м при односторонней разгрузке и 45—50 м — при двусторонней.

Для уменьшения ширины площадки перегрузочного пункта высоту штабеля принимают меньше максимально возможной (при ЭКГ-8И — 7—8 м), а ширину

активной части штабеля назначают с учетом угла поворота экскаватора в пределах 90—120°.

Местоположение перегрузочного пункта выбирают таким образом, чтобы расстояния перевозок автотранспортом находились в диапазоне 0,7—1,5 км и была возможность планомерного ведения горных работ без переноса склада в течение 1,5—2 лет.

Недостатки экскаваторного способа перегрузки — необходимость переэкскавации всего объема горной массы и оставление временных целиков большой протяженности для размещения складов. Эти недостатки во многом сглаживаются при использовании в качестве перегрузочных механизмов колесных погрузчиков.

При *автомобильно-конвейерном транспорте* перегрузочные пункты, в которых осуществляется дробление скального материала перед подачей на конвейер для получения кусков допустимой крупности, являются необъемлемой частью схем циклично-поточной технологии транспортирования горной массы. Следует стремиться расположить их на уступе, отработанном до конечного контура. Для уменьшения объема дробления скальной горной массы целесообразно рассматривать возможность ее сортировки на грохотах, в том числе неподвижных. В благоприятных условиях могут применяться только грохотильные перегрузочные пункты.

Требования к размещению перегрузочных пунктов в карьере во многом совпадают с условиями расположения конвейерных подъемников. Дополнительные условия размещения дробильно-грохотильных установок определяются размерами перегрузочных площадок на концентрационных горизонтах, которые, в свою очередь, зависят от размеров установок, схемы заездов и разгрузки автосамосвалов на приемных бункерах, а также радиуса разворота машин.

Размеры площадок весьма существенно зависят от числа и расположения точек разгрузки автосамосвалов. Можно проектировать до трех точек разгрузки на каждую дробилку. Собственно разгрузка занимает от 19 до 25 с, но общее время с учетом маневров и ожидания колеблется от 60 до 90 с. При расчете необходимого числа мест разгрузки период подачи автосамосвалов к одной точке принимают равным 3 мин, что учитывает неравномерность подхода машин к бункерам и непредвиденные задержки при разгрузке. Параметры разгрузочной площадки должны проектироваться также с учетом необходимости стоянки неисправного автосамосвала с поднятым кузовом (после разгрузки) Размеры разгрузочных площадок (и, соответственно, временных целиков для их размещения) достаточно большие (40 × 60, 80 × 105 или 55 × 130 м).

Важным аспектом проектирования автомобильно-конвейерного транспорта является определение целесообразного шага переноса по высоте грохотильно-дробильных узлов С одной стороны, с учетом сложной конструкции перегрузочных пунктов этот шаг должен быть возможно большим. Очевидно, что монтаж нового дробильного узла на нижележащем уступе и дополнительных конвейеров (или удлинение подъемника) должен опережать во времени период демонтажа ранее действовавшей установки, для чего необходимо предусматривать резервное оборудование. Особенно это важно при наличии одной конвейерной линии. При двух подъемниках возможно временное использование дробилки, предусмотренной в составе другой технологической цепочки.

С другой стороны, наибольший эффект от применения автомобильно-конвейерного транспорта достигается тогда, когда удается сократить до минимума

расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами до перегрузочных узлов. А для выполнения этого условия, наоборот, необходим более частый перенос дробильно-грохотильных установок, т.е. минимальный шаг переноса. В процессе проектирования эти противоречия должны быть примирены (уравновешены) на основании технико-экономического анализа различных вариантов.

Разность отметок между последовательным положением перегрузочных пунктов на одной конвейерной линии, как правило, составляет не менее 45—60 м. При годовом понижении горных работ 12—15 м и наличии в конвейерном тракте двух одновременно действующих погрузочных пунктов период непрерывной работы каждой дробилки в стационарном положении составит 6—8 лет, а шаг переноса — 90—120 м.

Наличие двух конвейерных подъемников позволяет располагать перегрузочные пункты в шахматном порядке по высоте, что обеспечивает возможность перераспределения автомобильных грузопотоков при остановке любого подъемника с целью минимизации транспортной работы.

Перегрузочные пункты при *конвейерно-железнодорожном транспорте* обычно устраивают на борту карьера при большом расстоянии транспортирования горной массы по поверхности до обогатительной фабрики или отвалов.

Устройство конвейерно-железнодорожных перегрузочных пунктов необходимо для обеспечения независимой (или частично независимой) работы этих видов транспорта. Для этого создают промежуточные аккумулирующие устройства, вместимость и конструкция которых должны позволять полностью освобождать конвейер от находящегося на нем груза при отсутствии на перегрузочном узле порожних вагонов и непрерывно загружать поданный под погрузку состав в случае остановки конвейерного подъемника

Возможно проектирование закрытых перегрузочных устройств (бункеров) и открытых перегрузочных складов с использованием на перегрузке машин цикличного действия (экскаваторов, колесных погрузчиков) или непрерывной схемы погрузки (рис. 12.13) с использованием принципа «склада на колесах», когда производится точечная погрузка из бункера минимальной вместимости (200—300 т) и предусматривается дополнительный парк подвижного состава, что исключает перерывы в подаче вагонов под загрузку.

Последний способ может оказаться целесообразным при относительно небольшом расстоянии транспортирования породы до отвала по маршруту, не имеющему пересечения с другими грузопотоками, и при непродолжительном сроке работы перегрузочного пункта. Вместимость систем закрытых перегрузочных устройств (бункеров) принимают большей, чтобы она обеспечивала возможность непрерывной работы конвейера в течение 1—2 ч без одновременной загрузки подвижного состава. Вместимость перегрузочных складов колеблется от нескольких тонн до сотен тысяч и даже миллионов тонн.

При применении *автомобильно-скипового транспорта* установку скиповых подъемников целесообразно планировать по достижении карьером глубины 50—100 м. До перехода на комбинированный транспорт при отработке верхних горизонтов для транспортирования горной массы можно предусматривать применение автомобильного, железнодорожного или комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

Загрузка скипов может осуществляться с нижней или одной либо нескольких промежуточных по глубине карьера площадок (концентрационных горизонтов). Рациональным является такое расстояние между погрузочными пло-

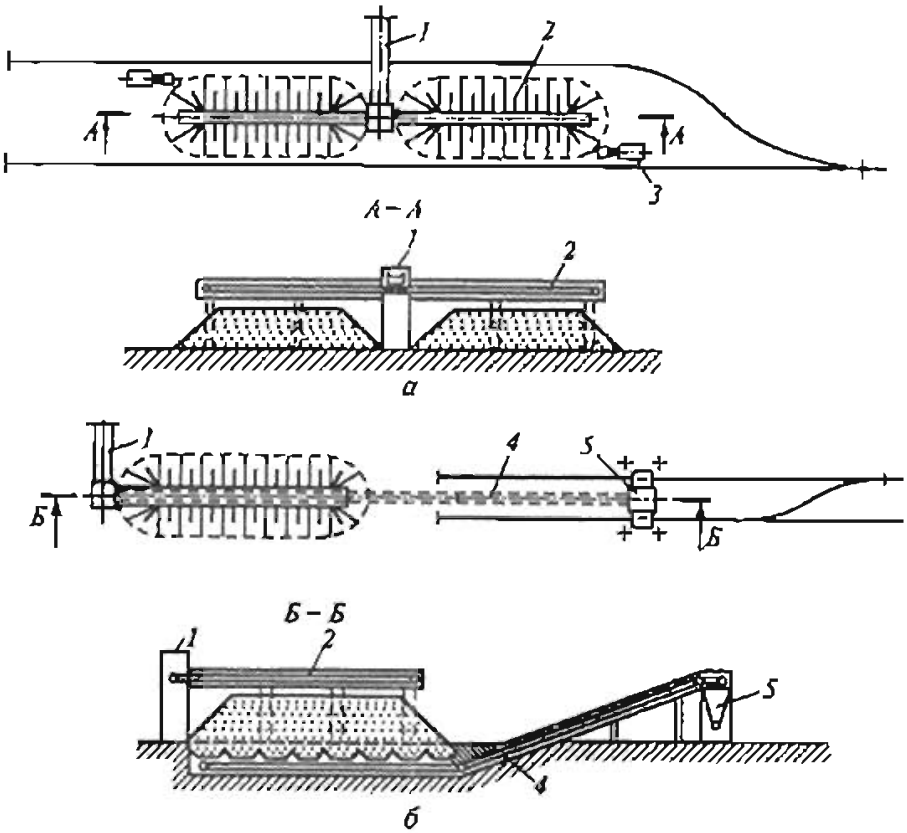


Рис 12.13. Принципиальная схема перегрузочного пункта при конвейерно-железнодорожном транспорте:

а — с использованием механизмов цикличного действия; *б* — с точечной непрерывной погрузкой; *1* — конвейерный подъемник; *2* — распределительный конвейер; *3* — экскаватор (колесный погрузчик); *4* — конвейер-перегружатель; *5* — бункер-перегружатель

щадками в карьере, при котором сумма приведенных затрат на строительные и монтажные работы по сооружению погрузочного (перегрузочного) пункта и дополнительных затрат на внутрикарьерный транспорт, отнесенных к 1 т перевозимой горной массы, является минимальной.

Ориентировочно шаг переноса перегрузочного пункта при подъеме горной массы по борту карьера, м, может быть установлен по формуле

$$h_{ст} = 20\sqrt{1000 z_{п.п} i / (C_а K_у S_у)},$$

где $z_{п.п}$ — суммарные приведенные затраты на строительство, монтаж и содержание перегрузочного пункта, руб.; i — величина уклона автодороги, %; $C_а$ — приведенные затраты на внутрикарьерное транспортирование горной массы автотранспортом, руб/(т · км); $S_у$ — средневзвешенная площадь уступов, подлежащая отработке на данной погрузочной площадке, м^2.

На практике установлено, что расстояние между концентрационными горизонтами целесообразно принимать 60 м, располагая концентрационный горизонт на один уступ ниже группы рабочих уступов.

Загрузку скипов можно осуществлять непосредственно из автосамосвала, а также по схемам: автосамосвал — промежуточный бункер — дозатор — скип, автосамосвал — дозатор — скип.

Непосредственную схему загрузки скипа целесообразно применять в условиях низких температур и повышенной влажности горной массы. Однако она требует, чтобы объем горной массы, транспортируемой одним автосамосвалом, соответствовал вместимости скипа, и характеризуется жесткой взаимозависимостью работы автотранспорта и скипового подъема.

В схеме можно предусматривать торцевую и боковую разгрузку автосамосвалов. В первом случае требуется создание достаточно широких площадок для маневрирования машин. На время переноса перегрузочного пункта, располагаемого на отрабатываемом горизонте карьера, подъем выводят из работы. Схему целесообразно применять на карьерах небольшой производительности

Во втором случае погрузку осуществляют с разборной конструкции мостового или эстакадного типа. Ширину моста принимают из расчета размещения на нем одновременно двух автосамосвалов. Схему целесообразно применять на карьерах средней производительности.

Загрузка скипов через бункер большой вместимости и дозатор снимает жесткую зависимость между работой автотранспорта и подъема, но требует значительных затрат на сооружение перегрузочного узла.

Промежуточное положение между описанными схемами занимает схема с бункером-дозатором вместимостью, равной вместимости скипа. В этом случае обеспечивается относительная независимость работы автотранспорта и подъема.

Пропускная способность погрузочного пункта при скиповом подъеме, т/ч, определяется по формуле

$$Q_{п.г} = 3600 q_{ск} / (t_{под} + t_{пз}),$$

где $q_{ск}$ — грузоподъемность скипа, т; $t_{под}$ — продолжительность одного подъема скипа, с; $t_{пз}$ — продолжительность паузы при погрузке и разгрузке скипа, с.

Для перегрузки горной массы из скипов в средства поверхностного сборочного транспорта следует проектировать специальные перегрузочные устройства.

В связи с тем, что до 40—70 % затрат на транспортирование 1 т горной массы комбинированным транспортом со скиповым подъемом приходится на поверхностный сборочный транспорт, при проектировании следует по возможности стремиться к сокращению длины транспортных коммуникаций на поверхности (расстояний до обогатительных фабрик, складов, отвалов) или их полному исключению, что может быть достигнуто при применении наиболее эффективного вскрытия глубоких горизонтов карьера, вплоть до перехода на подземные вскрывающие выработки.

12.8. Вскрытие рабочих горизонтов карьера

Вскрытие рабочих горизонтов карьера осуществляют разрезными траншеями с целью создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования. Они обычно являются продолжением вскрывающих наклонных траншей. Разрезные траншеи имеют небольшой (3—5 ‰) продольный уклон для отвода воды с уступа. Поперечное сечение траншей обычно трапециевидное.

Последовательность выполнения работ по вскрытию горизонтов может быть представлена следующим образом. Вначале с условного горизонта ±0 на гори-

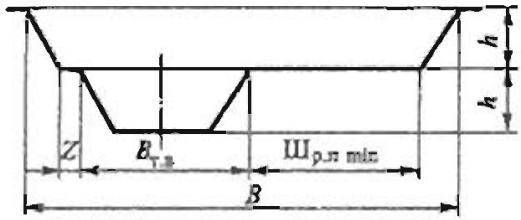


Рис. 12.14. Схема вскрытия рабочих горизонтов

зонт h проводят въездную траншею, которую далее развивают как разрезную траншею. После того как забой разрезной траншеи отойдет на некоторое расстояние (для железнодорожного транспорта приблизительно на 150 м), которое устанавливается в зависимости от применяемого оборудования, технологии работ и в соответствии с правилами безопасности, может быть начато ее расширение.

На расширении траншеи можно использовать несколько экскавационных машин. Расстояние между ними (длина блоков работ, отводимых на один экскаватор) принимают в соответствии с правилами безопасности и организации работ (для железнодорожного транспорта не менее 300 м). Для обеспечения возможности проведение въездной траншеи на следующий нижележащий горизонт $2h$ разрезная траншея должна быть расширена до размера, м, (рис. 12.14):

$$B = Z + B_{т.в} + Ш_{р.п\ min},$$

где B — ширина выработки поверху, обеспечивающей вскрытие нижележащего горизонта, м; Z — ширина бермы безопасности, м; $B_{т.в}$ — ширина разрезной траншеи поверху, м; $Ш_{р.п\ min}$ — минимальная ширина рабочей площадки, м.

Разрезная траншея должна иметь такую ширину по дну $B_{т.в}$, чтобы обеспечивались безопасность движения транспортных средств и размещение проходческого оборудования, а также возможность выемки экскаватором первой заходки. Иногда поперечные сечения отдельных участков разрезных траншей расширяют для устройства разъездов и других целей.

Углы откосов бортов разрезных траншей обычно равны углам откосов рабочих уступов (60—85°). Бортам подготовительных выработок, совпадающих с конечным контуром карьера, придают угол откоса, обеспечивающий долговременную устойчивость.

По описанной общей схеме организации работ при проведении траншей, при проектировании следует разрабатывать конкретные технологические схемы вскрытия рабочих горизонтов и определять максимально возможную скорость углубления работ при условии использования максимально возможного числа единиц оборудования.

Планирование организации работ по вскрытию горизонтов можно осуществлять с помощью линейных диаграмм и сетевых графиков. Место расположения разрезных траншей выбирают исходя из принятого направления развития работ.

На выбор места заложения начальных вскрывающих выработок влияют, кроме того, рельеф поверхности и стремление сократить объем горно-строительных работ для быстрейшего ввода карьера в эксплуатацию.

Планомерную отработку уступа начинают с разноса одного или обоих бортов разрезной траншеи, при применении панельной схемы одновременно можно разносить два, три и даже четыре борта.

Подготовку горизонтов панелями можно применять только при работе экскаваторов в комплексе с мобильными видами транспорта, чаще с автотранспортом. Такая подготовка способствует быстрому развитию горных работ на горизонте в разных направлениях. Обычно панели располагают в пределах залежи полезного ископаемого. Размеры панели в плане определяют по условиям, не-

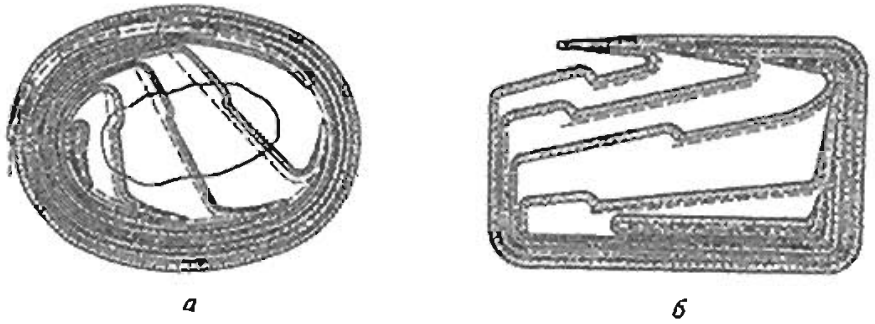


Рис. 12.15 Схемы размещения разрезной траншеи в рабочей зоне карьера при спиральной форме трассы (*а*) и веерном развитии фронта работ в пределах горизонта (*б*)

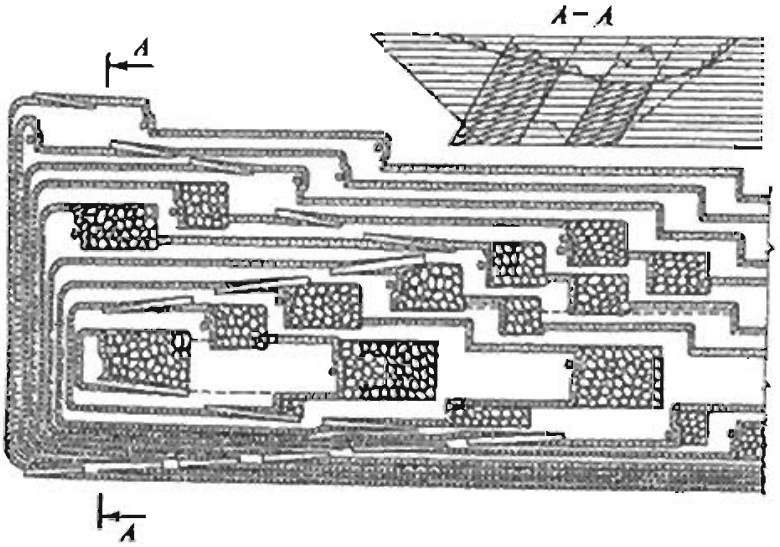


Рис. 12.16. Вскрытие рабочих горизонтов короткими поперечными траншеями при разработке мощных пластовых залежей

обходимым для нормального обслуживания экскаватора транспортными средствами, или по возможности установки на горизонте второго экскаватора и принимают в пределах от 40 × 40 до 100 × 100 м.

При разработке рабочих горизонтов панелями разрезную траншею проводят вдоль фронта работ с одновременной нарезкой панели поперечными разрезными траншеями на ширину панели.

Разрезные траншеи при разработке горизонтальных и пологих месторождений обычно проводят по простиранию залежи. Это обеспечивает достаточный фронт работ для машин большой производительности и позволяет получить значительные вскрытые запасы полезного ископаемого. На небольших карьерах подготовительные работы можно осуществлять последовательно несколькими относительно короткими участками, что позволяет уменьшить первоначальные затраты на вскрышные работы и применяемое оборудование.

При разработке свит пологих пластов и залежей сложного строения направление развития горных работ принимают таким, чтобы уменьшить разубоживание и потери полезного ископаемого. При разработке пластовых залежей работы развивают по падению и очень редко по восстанию.

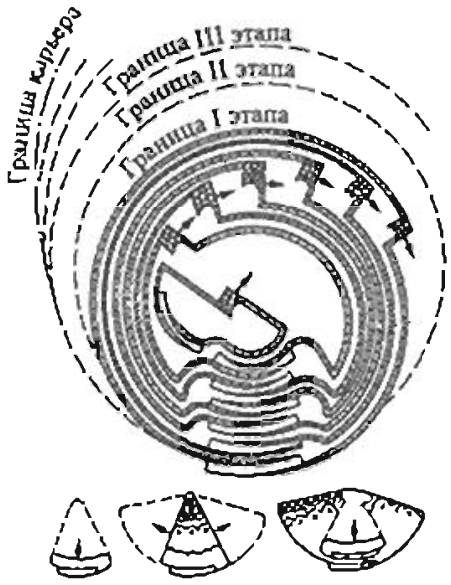


Рис. 12.17. Вскрытие рабочих горизонтов карьера разрезными траншеями в виде сектора

Глубину разрезных траншей и котлованов обычно принимают равной высоте уступа или подуступа. Глубокие траншеи по контакту с наклонной или пологой залежью для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого целесообразно проводить слоями.

При спиральной трассе разрезную траншею на каждом горизонте располагают по предельному контуру этапа с веерным развитием фронта работ на каждом вскрываемом горизонте в месте примыкания внутренней траншеи к разрезной (рис. 12.15).

Рабочие горизонты при разработке мощных пластовых залежей можно вскрывать короткими поперечными траншеями (рис. 12.16).

Для интенсификации вскрытия глубокозалегающих месторождений, а также для вскрытия ограниченной в плане рабочей зоны при отработке месторождения этапами возможно использование для вскрытия рабочих горизонтов вскрывающей выработки в виде сектора (рис. 12.17).

12.9. Обоснование объемов и сроков выполнения горно-строительных работ

Сооружение карьера как предприятия начинается с проведения подготовительных работ, которые включают создание минимально необходимого комплекса энергетических и вспомогательных сооружений, монтажных площадок, сети коммуникаций, строительство жилья и объектов социально-бытовой инфраструктуры. Этот период обычно имеет продолжительность 1—2,5 года и предшествует выполнению горно-строительных работ.

Целью горно-строительных работ является обеспечение ввода карьера в эксплуатацию с пусковой производительностью, достижение проектной производительности к установленному сроку и устойчивое поддержание ее в период эксплуатации.

К горно-строительным работам *вновь строящегося карьера* относят все горные работы, осуществляемые до ввода карьера в эксплуатацию, включая: сооружение вскрывающих выработок внутри и вне границ карьера, наклонных и горизонтальных берм для размещения транспортных коммуникаций, рабочих площадок, выработок для осушения и дренажа месторождения или его части, создание нормативных запасов полезных ископаемых, готовых к выемке, а также выполняемые за время от ввода карьера в эксплуатацию до достижения им проектной производительности, такие как проходка вскрывающих выработок (съездных траншей и полутраншей, траншей для укладки конвейерных, скиповых и других крутонаклонных подъемников, подземных стволов, рудоспусков, штолен и др.).

К горно-строительным работам *реконструируемых карьеров* относят работы по проходке постоянных вскрывающих выработок и удалению породы в объеме, определяемом так же, как для вновь строящегося карьера, выполняемые в период до достижения новой проектной производительности.

Объемы и сроки выполнения горно-строительных работ определяют на основании анализа календарного графика режима горных работ, расчета объемов горных выработок и сроков их сооружения (включая транспортные коммуникации), необходимых для устойчивой работы карьера с принятой производительностью по полезному ископаемому во все периоды работы, размеров и условий финансирования работ.

Параметры наклонных траншей и полутраншей: ширина основания b, уклон i, глубина h вскрываемого горизонта, угол откосов бортов траншеи α.

Ниже приведены значения углов откосов бортов наклонных траншей α, градус, для пород разной влажности:

Грунт	Сухой и естественной влажности	Очень влажный
Торф	35	30
Растительный слой, чернозем	46	33
Глинистые породы, суглинок средней плотности	40	30
Глинистые породы слабые, суглинок слабый	46	27
Плотная глина и суглинок	45	40
Мергель средней плотности	45	40
Очень плотная глина	45	37
Мелкий песок с примесью ила	40—45	25—38
Гравелистые породы	37	33

Ширину основания траншей определяют исходя из ширины транспортной полосы, конструкции проезжей части, физико-механических свойств пород основания и откосов. Ниже приведены данные по ширине основания наклонных траншей b, м, для железнодорожного и автомобильного транспорта:

Для железнодорожного транспорта

Число путей	Один		Два	
Тяга	Электровозная	Тепловозная	Электровозная	Тепловозная
Породы:				
мягкие	13	12	18	16
скальные	11	10	15	14

При двухполосном движении средств автотранспорта

Грузоподъемность автосамосвалов, т	27—40	75—120	120—180
Породы:			
мягкие	25—56	30—35	35—37
скальные	20—21	27—32	32—35

В случае использования электровозного транспорта предусматривают площадку для размещения опор контактной сети, которая может располагаться у основания откоса или между путями при двухпутной траншее. На криволинейных участках пути ширина основания траншей увеличивается.

Автодорогам на косогорах придают односкатный уклон от бровки косогора. На внешней стороне полутраншей на расстоянии 0,5 м от бровки устанавливают через каждые 3 м (на криволинейных участках — через 2 м) тумбы из камня (железобетона) или сооружают земляные банкеты с соответствующим уширением основания полутраншей. При малых радиусах закруглений устраивают виражи с односкатным профилем и уклоном от 2 до 6 % в сторону центра кривой. Если центр кривой расположен со стороны склона, то автодороге придают поперечный уклон 10 % и предусматривают соответствующее ограничение скорости движения.

Ширину основания траншеи, установленную по условиям размещения транспортных коммуникаций, проверяют также по условиям проведения траншей (табл. 12.4, 12.5).

Таблица 12.4

Ширина основания наклонных траншей в зависимости от типа экскаватора, применяемого для их проведения

Угол откоса борта траншей α, градус	Ширина основания *b*, м, при применении экскаватора			
	Э-1251Б	Э-2503	ЭКГ-4.6Б	ЭКГ-8И
35	8	10	10	12
45	9	10	11	14
50	10	11	12	15
60	10	12	14	17
70	11	13	15	19
80	12	15	17	20

Примечание. Угол откоса борта траншей в мягких породах 35—40°, в скальных породах — 50—80°.

Таблица 12.5

Ширина основания горизонтальных разрезных траншей в скальных породах

Высота уступа, м	Ширина основания *b*, м, при применении					
	автомобильного транспорта грузоподъемностью, т		железнодорожного транспорта			
			Один путь		Два пути	
	25—40	75—100	Электровозная тяга	Тепловозная тяга	Электровозная тяга	Тепловозная тяга
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
30	38	45	31	30	36	34

Примечание. Ширина разрезной траншеи определена из условия величины развала горной массы после взрывания первой заходки и сохранения транспортной полосы.

Расчетными элементами подземных вскрывающих выработок являются форма и размер поперечного сечения.

В горизонтальных подземных выработках расстояние от крепи до габарита подвижного состава на прямолинейных участках должно быть с одной стороны не менее 700 мм для прохода людей, а с другой — 250 мм при деревянной и металлической крепях и 200 мм при каменной или бетонной крепи. В двухпутных выработках зазор между габаритами встречных поездов должен составлять не менее 200 мм. На участках, где производят сцепку и расцепку вагонов, зазоры между крепью и габаритом принимают не менее 700 мм с каждой стороны. На участках остановки пассажирских поездов по всей длине поезда оставляют свободный проход шириной не менее 1000 мм.

Контактный провод подвешивают на высоте 1,8 м от головки рельсов в выработках, где курсируют пассажирские поезда или имеется отгороженный проход; в остальных подземных выработках высота подвески контактного провода должна быть не менее 2 м. Расстояние от места крепления контактного провода в держателе до верха выработки должно составлять 200 мм.

На криволинейных участках пути выработки расширяют с внешней стороны. В двухпутных выработках при этом увеличивают также расстояние между путями для того, чтобы при любом положении подвижного состава зазор был не менее 200 мм.

Форма вертикальных и наклонных подземных вскрывающих выработок определяется свойствами пород, в которых ведется проходка. Чаще всего принимают круглое сечение. Выработки, предназначенные для спуска полезного ископаемого (рудоспуски), пройденные в крепких породах, не армируют. Диаметр их устанавливают из условия обеспечения необходимой пропускной способности, он также зависит от крупности, механических свойств и физического состояния горной массы.

Сечение выработки, предназначенной для подъема полезного ископаемого, определяется размерами подъемных сосудов, их расположением и зазорами между ними и крепью. Зазоры регламентируются Правилами безопасности и Правилами технической эксплуатации шахт и составляют 40—250 мм.

Объемы траншей и полутраншей определяют как сумму объемов составляющих их геометрических фигур.

Объем, м^3, отдельной наклонной внешней траншеи, имеющей небольшой уклон,

$$V'_{\text{т}} = \frac{H_{\text{т}}^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_{\text{т}} \operatorname{ctg} \alpha}{3}\right)$$

где $H_{\text{т}}$ — глубина траншеи, м; b — ширина дна траншеи, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; i — угол наклона траншеи, ‰.

Объем, м^3, отдельной наклонной внешней траншеи при уклонах более 40 ‰ с учетом разноса торцевой части

$$V''_{\text{т}} = \frac{H_{\text{т}}^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_{\text{т}} \operatorname{ctg} \alpha}{3}\right) + H_{\text{т}}^2 \operatorname{ctg} \alpha \left(\frac{b}{2} + \frac{H_{\text{т}} \pi \operatorname{ctg} \alpha}{6}\right)$$

Объем, м^3, отдельной наклонной полутраншеи при угле откоса косогора β

$$V_{пт} = \frac{H_т b^2 \sin\alpha \sin\beta}{2\sin(\alpha-\beta)} \sqrt{\frac{1}{i^2} - \frac{1}{tg^2\beta}}.$$

При $\beta \geq 10°$ объем полутраншеи, м^3, можно определить по формуле

$$V'_{пт} = \frac{H_т b^2 \sin\alpha \sin\beta}{2\sin(\alpha-\beta)}.$$

Объемы групповых и общих внешних траншей зависят от формы их поперечного сечения, конструкции пунктов примыкания, числа вскрываемых уступов и транспортных выходов из траншеи.

Конструктивно групповая или общая траншея может иметь общий для всех горизонтов выход (рис. 12.18, *а*) или иметь независимый выход на поверхность с каждого уступа (рис. 12.18, *б*).

При двух вскрываемых уступах объем, м^3, внешней траншеи с общим выходом:

при одностороннем примыкании путей рабочих горизонтов

$$V_т = \frac{4h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{2h}{3tg\,\alpha}\right) + \frac{(b_т + b_п)h^2}{i};$$

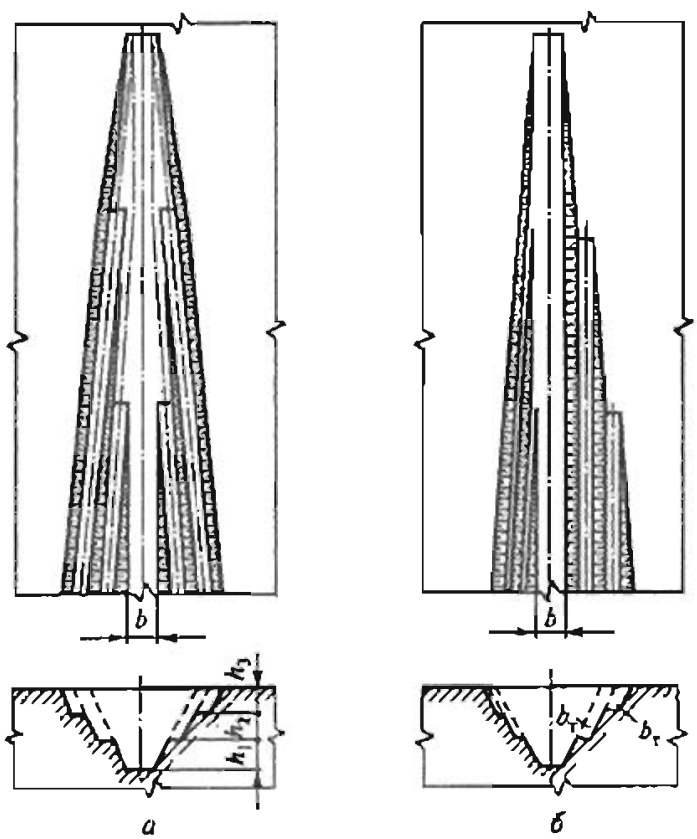


Рис. 12.18 Схемы внешних траншей

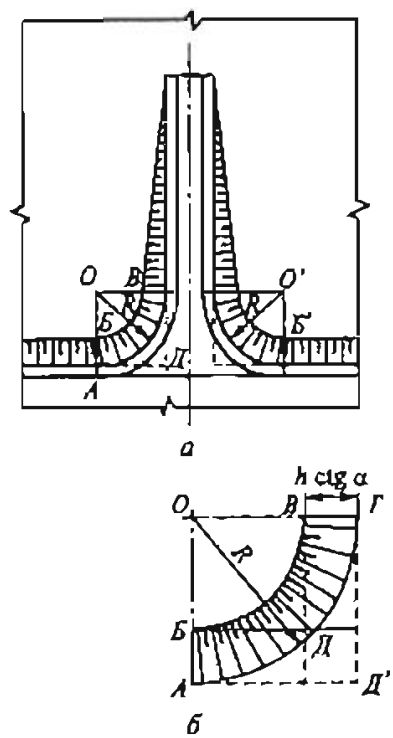


Рис. 12.19. Схемы к определению объема примыкания внешней траншеи при применении железнодорожного транспорта

при двустороннем примыкании

$$V_т = \frac{4h^2}{i}\left(\frac{b}{2}+\frac{2h}{3\operatorname{tg}\alpha}\right)+\frac{2b_т h^2}{i},$$

где $b_т$ и $b_п$ — ширина соответственно транспортных и предохранительных берм, м; h — высота уступа, м.

При независимом выходе на поверхность с каждого уступа объем, м^3, внешней траншеи при одностороннем примыкании путей

$$V_т = \frac{4h^2}{i}\left(\frac{b}{2}+\frac{2h}{3\operatorname{tg}\alpha}\right)+\frac{(b_т+b_п)h^2}{2i}.$$

При применении конвейерного транспорта объем, м^3, внешней траншеи ограничивают проектным положением откоса нерабочего борта карьера и определяют по выражению

$$V_т = \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2}+\frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha}\right)-\frac{h^2}{\operatorname{tg}\alpha}\left(\frac{b}{2}+\frac{h}{2\operatorname{tg}\alpha}\right)$$

Общий объем внешней траншеи при железнодорожном транспорте следует определять с обязательным учетом размещения кривых примыкания (рис. 12.19, *а*). Дополнительный объем работ $V_к$, м^3, вскрывающий один уступ, может быть приближенно определен разницей между объемом четырехгранника (рис. 12.19, *б*) с основаниями в плане *ОВДБ* и *ОГДА* и объемом части усеченного конуса с основаниями в плане *ОВБ* и *ОГА* при высоте каждого из них h.

В общем случае при вскрытии внешней траншеей n уступов

$$V_к = K_п \sum_{i=1}^{n} h_i (R_i^2 - R_i h_i \operatorname{ctg}\alpha),$$

где $K_п$ — коэффициент, зависящий от числа сторон примыкания (при кривых примыкания на одном и обоих бортах соответственно $K_п = 0{,}215$ и $K_п = 0{,}43$); R_i — радиус кривой примыкания на i-м уступе, м ($R_{min} = 250$ м).

Общий объем внешней траншеи $V_{в.т} = V_т + V_к$.

Крутые траншеи в карьерах глубинного типа обычно имеют внутреннее заложение. По расположению относительно борта карьера они подразделяются на поперечные и диагональные.

Поперечные крутые траншеи (рис. 12.20, *а*) можно применять в тех случаях, когда общий угол откоса борта карьера не превышает предельного угла подъема транспортных средств, что характерно при скиповых и клетевых подъемниках, а диагональные крутые траншеи (рис. 12.20, *б*) — для размещения конвейерных подъемников. Эти траншеи характерны при оставлении на нерабочем борту транспортных берм (съездов), ширина которых $b_т > 12 \div 15$ м. Если борт имеет только сравнительно узкие предохранительные бермы или сдвоенные (строенные) уступы, то для размещения конвейерного подъемника предусматривают проведение крутой полутраншеи или вскрывающей выработки, состоящей из комбинации крутых траншей и полутраншеи

Объем, м^3, внутренней крутой траншеи

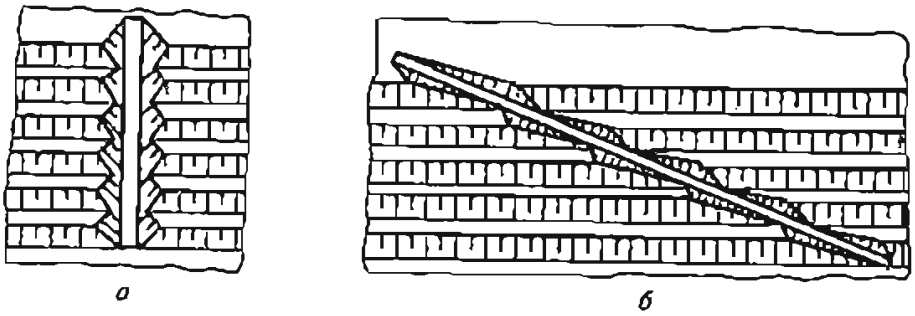


Рис. 12.20 Схемы крутых траншей

$$V_т = H_т^2(\text{ctg}\, i - \text{ctg}\, \alpha_н)\left[\frac{b}{2} + \frac{H_т}{3}(\text{ctg}\, i - \text{ctg}\, \alpha_н)\frac{\text{ctg}\, \alpha}{\text{ctg}\, i}\right],$$

где $H_т$ — глубина траншеи, м; i — угол наклона траншеи, градус; $\alpha_н$ — угол откоса нерабочего борта карьера, градус; b — ширина дна крутой траншеи, м; α — угол откоса бортов траншеи, градус.

Объем траншеи, м^3, проектируемой в сложных условиях рельефа местности, определяют по методу вертикальных параллельных сечений:

$$V'_т = \frac{0 + S_1}{2} l_1 + \frac{S_1 + S_2}{2} l_2 + \ldots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} l_{n-1},$$

где $S_1, S_2, \ldots, S_n$ — площади поперечных сечений траншей в характерных местах профиля, м^2; $l_1, l_2, \ldots, l_{n-1}$ — расстояние между отдельными поперечными сечениями, м.

Объем, м^3, горизонтальных разрезных траншей по вскрытию рабочих горизонтов

$$V_{р.т} = (b + h_г\ \text{ctg}\, \alpha) h L_{р.т},$$

где b — ширина дна траншеи, м; $h_г$ — высота вскрываемого горизонта, м; $L_{р.т}$ — длина разрезной траншеи, м; α — угол откоса борта траншеи, градус.

Объем горизонтальной полутраншеи, м^3, для месторождений с косогорным рельефом

$$V_{пт} = \frac{b^2 \sin\alpha \sin\beta_к}{2 \sin(\alpha - \beta_к)} L_{р.т},$$

где α и $\beta_к$ — углы откоса соответственно уступа и косогора.

При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений с перемещением вскрышных пород в выработанное пространство объемы разрезных траншей по вскрышным породам и полезному ископаемому в профиле и по длине фронта работ должны быть такими, чтобы обеспечить размещение вскрышных пород в выработанном пространстве от первой и последующих заходок по целику по принятой технологии добычных работ, обеспечивающей полноту извлечения полезного ископаемого установленного качества, по сортам.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений объем разрезных траншей по вскрышным породам и полезному ископаемому в профиле и по

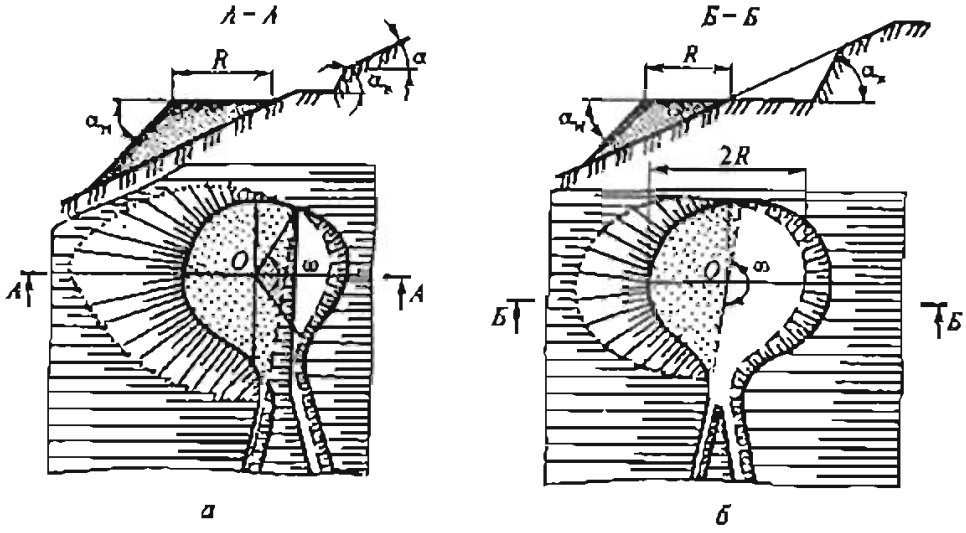


Рис. 12.21. Конструкция петлевых площадок

а — на насыпи; *б* — в полувыемке и на полунасыпи равной ширины

длине фронта работ должен обеспечить производительность вскрышных и добычных работ с соблюдением установленной технологии горных работ.

При проектировании петлевых трасс определяют объем выемки для петли. При расположении петли на косогоре или на борту карьера возможны следующие конструкции петли: на площадке, создаваемой в выемке; на площадке, создаваемой на насыпи; на площадке, расположенной одновременно в полувыемке и на полунасыпи (рис. 12.21).

Объем, м^3, горных работ по сооружению выемки или насыпи приближенно рассчитывают по формулам:

для полувыемки

$$V_{пх} = 2/3k_в\psi_1 R^3\lambda_{т.у};$$

для полунасыпи

$$V_{пж} = 2/3k_н\psi R^3\lambda_{т.у},$$

где R — радиус площади для петли, м; $k_в$, $k_н$ — коэффициенты, учитывающие центральный угол, охватываемый полунасыпью:

Центральный угол, охватывающий полувыемку, ω, градус	180	170	160	150	140	130	120	100	90	60
Значение коэффициента $k_в$	0,67	0,53	0,43	0,33	0,25	0,18	0,13	0,07	0,04	0,02

Величины ψ и ψ_1 определяют из выражений

$$\psi = \frac{\sin\alpha_н \sin\alpha}{\sin(\alpha_к - \alpha)};\ \psi_1 = \frac{\sin\alpha_н \sin\alpha}{\sin(\alpha_к - \alpha)},$$

где α — угол откоса борта карьера или косогора, градус; $\alpha_в$ — угол откоса борта выемки, градус; $\alpha_н$ — угол откоса насыпи, градус.

Коэффициентом $\lambda_{т.у}$ учитываются торцовые участки полувыемки или полунасыпи. Его значения следующие:

Угол откоса борта выемки или насыпи, градус	90—75	75—60	60—45	45—30	Менее 30
Коэффициент $\lambda_{\text{т}}$, ...	1,02	1,08	1,13	1,18	1,22

Необходимо отметить, что объемы горных работ по сооружению петли пропорциональны третьей степени ее радиуса и могут достигать нескольких миллионов кубических метров.

Поэтому при использовании железнодорожного транспорта петлевые трассы применяют только при благоприятных условиях — на пологих косогорах или бортах.

Целесообразность сооружения петли при использовании железнодорожного транспорта должна быть обоснована технико-экономическими расчетами, учитывающими затраты на выполнение дополнительных объемов работ и возможное снижение эксплуатационных транспортных расходов с учетом пропускной и провозной способности трассы, условий строительства и развития горных работ в глубину.

Объемы, м^3, подземных горных выработок определяют по выражениям:

- рудоспуска круглого, вертикального, наклонного

$$V_{\text{рс}} = \frac{1}{4}\pi D_{\text{рс}}^2 H_{\text{рс}} \operatorname{tg}\beta,$$

где $D_{\text{рс}}$ — диаметр рудоспуска ($D_{\text{рс}} > l_{\text{к}}$), м; $l_{\text{к}}$ — максимальный размер куска транспортируемой горной массы, м; $H_{\text{рс}}$ — глубина рудоспуска, м; β — угол наклона рудоспуска, градус;

- наклонной выработки арочного сечения и штольни

$$V_{\text{э}} = b_{\text{в}}(h_{\text{ст}} + 0{,}26 b_{\text{в}}) L_{\text{в}},$$

где $b_{\text{в}}$ — ширина выработки, м; $h_{\text{ст}}$ — вертикальная высота стенки, м; $L_{\text{в}}$ — длина выработки, м.

12.10. Способы проведения вскрывающих горных выработок

Вскрывающие горные выработки проводят с использованием всех видов выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, применяемого на открытых горных работах.

Технологию работ выбирают исходя из физико-механических свойств пород, объема работ и размеров выработок, времени, отводимого на горно-строительные работы или на подготовку к эксплуатации нового горизонта.

Породы вскрыши при сооружении внешних траншей, если позволяют условия, размещают на поверхности с одной или двух сторон вдоль траншеи или перемещают средствами транспорта на отвалы.

Способы проведения траншей с использованием экскаваторов и вывозкой породы различаются схемами выемки — сплошным торцевым забоем или послойным проведением торцевыми забоями с нижней или верхней погрузкой.

При выемке сплошным забоем в тупиковых заходках с нижней погрузкой глубина траншеи не должна превышать высоты черпания экскаватора, а ширина нормальной заходки: $A_{\text{н.т}} = b = 2\,R_{\text{ч.у}}$ (b — ширина траншеи по дну, м; $R_{\text{ч.у}}$ — ра-

диус черпания экскаватора на горизонте установки, м). По условиям размещения экскаваторов и транспортных коммуникаций в основном применяют широкие тупиковые заходки, реже нормальные.

Минимальная ширина дна разрезной траншеи должна обеспечить возможность выемки экскаватором первой сквозной заходки после проведения траншеи или в процессе ее проведения с достаточным опережением.

Для сооружения траншей возможно применение взрывов на выброс.

Рудоспуски проходят как с поверхности, так и из штолен, специальных выработок, площадок уступов с помощью проходческих комплексов, позволяющих осуществлять взрывное разрушение пород, гравитационную доставку горной массы к основанию рудоспуска и ее погрузку на горизонте штольни. Скорость проходки с помощью этих комплексов достигает 60 м/мес.

Проведение рудоспусков возможно установками для бурения скважин большого диаметра. В этом случае сначала бурят пилотную скважину диаметром 200—350 мм сверху вниз на всю длину рудоспуска и расширяют ее бурением снизу вверх до требуемых размеров. При этом буровая мелочь загружается в средства транспорта на горизонте штольни или специальной выработки.

Сооружение подземных выработок бурением возможно под любым углом наклона. В настоящее время выпускается оборудование для бурения подземных горных выработок диаметром до 7 м.

Вертикальные стволы также могут сооружаться бурением.

Скорость бурения в крепких породах при глубине около 800 м достигает 0,4 м/ч.

Для проведения горизонтальных подземных выработок диаметром от 2,5 до 9 м можно использовать проходческие буровые комбайны. В крепких породах с пределом прочности при сжатии 110—120 МПа выработка диаметром 3,5 м может быть пройдена со скоростью около 40 м/сут.

Проведение траншей с использованием мехлопат и железнодорожного транспорта. При железнодорожном транспорте на дне траншеи у забоя располагают один-два погрузочных тупиковых пути (рис. 12.22).

Так как рабочие параметры экскаватора позволяют вести погрузку не более одного думпкара, состав в траншее (иногда на вышележащем уступе) расформировывают для поваговонной подачи к забою. Для маневровых операций при обмене вагонов укладывают выставочный тупик (см. рис. 12.22, *а*) или устраивают разъезд (см. рис. 12.22, *б*). Простои экскаватора при обмене вагонов и наращивании пути занимают большую часть рабочего времени.

Двусторонняя погрузка за счет совмещения процессов экскавации породы и обмена вагонов во втором тупике увеличивает время производительного использования экскаваторов и снижает простои подвижного состава. Однако при двух тупиках увеличиваются ширина траншеи и объем проходческих работ. Минимальная ширина траншеи, м, понизу:

- при одном погрузочном пути

$$b'_{min} = R_к + d_{min} + m_1 + m_2, \qquad (12.3)$$

где $R_к$ — радиус вращения кузова, м; d_{min} — минимальное расстояние между осями железнодорожного пути и экскаватора, м; m_1 — минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой борта траншеи, м (m_1 = 0,4÷0,6 м); m_2 — расстояние от оси железнодорожного пути до борта траншеи, м (m_2 = 2,5—6 м),

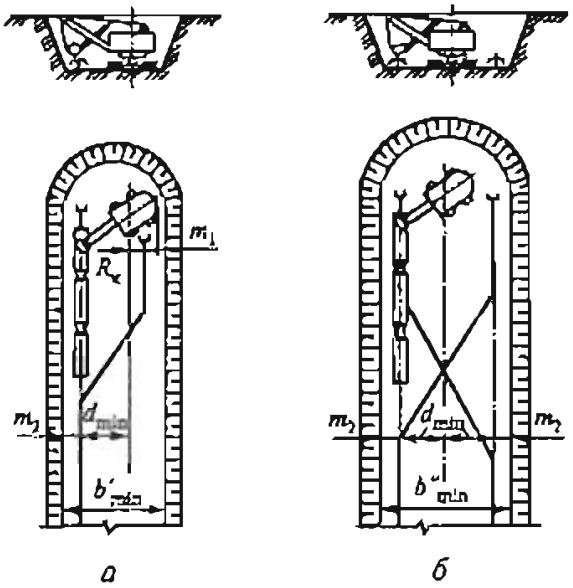


Рис. 12.22. Проведение траншей в мягких породах мехлопатой с нижней погрузкой в думпкары:

а, б — соответственно при одном и двух погрузочных тупиковых путях

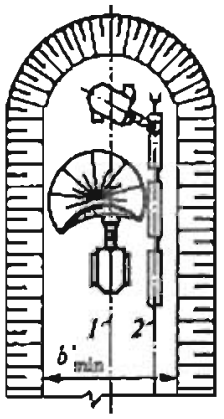


Рис. 12.23. Схема проведения траншеи двумя мехлопатами:

1 — ось движения экскаваторов; *2* — ось железнодорожного пути

• при двусторонней погрузке в вагоны

$$b''_{min} = 2(d_{min} + m_2).$$

При расчетах можно принимать следующие значения d_{min} и минимальной ширины траншеи при различной вместимости ковша E проходческих экскаваторов:

E, м³	2	3,2	4,6—5	8	12,5
d_{min}, м	8,5	9,5	11	13	17
b'_{min}, м	17—19	18—20	20—22	24—26	30—32
b''_{min}, м	22	24	27	31	39

Возможно проведение траншеи двумя экскаваторами (рис. 12.23). Забойный экскаватор осуществляет погрузку породы в вагоны и складирование ее в навал в выработанном пространстве. Второй экскаватор осуществляет погрузку в вагоны из навала. При этом состав (из трех-пяти вагонов) не расформировывают, что позволяет увеличить скорость проведения траншеи. Ширину траншеи b_{min} определяют по выражению (12.3).

Выемка в тупиковой заходке при железнодорожном транспорте нерациональна. При глубине траншеи 10—20 м и использовании мехлопат с ковшами вместимостью от 4 до 12,5 м³ расчетная скорость проведения траншей при одном экскаваторе составляет 90—230 м/мес, а при двух — 140—350 м/мес. Для интенсификации работ целесообразно применять автомобильный транспорт, в том числе с перегрузкой породы в средства железнодорожного транспорта на вышележащих уступах.

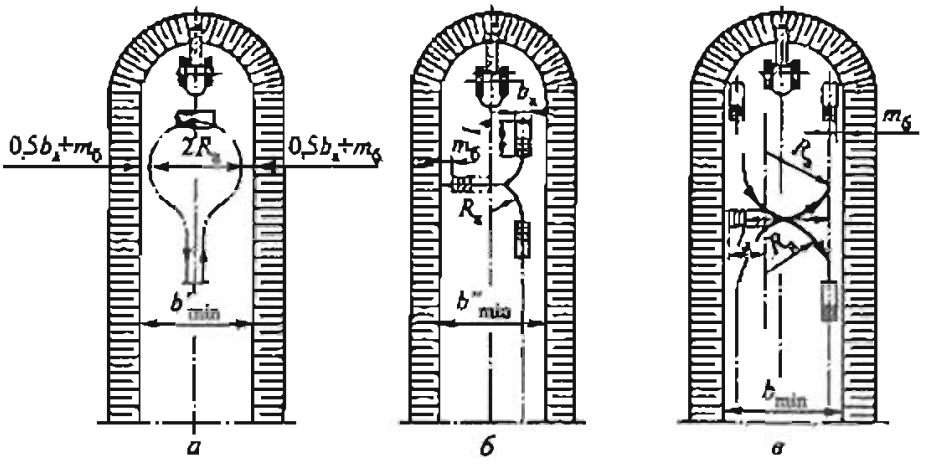


Рис 12.24 Схемы проведения траншей в мягких породах мехлопатами с нижней погрузкой в средства автотранспорта

Проведение траншей с использованием мехлопат и автомобильного транспорта. При применении автомобильного транспорта используют кольцевую и с тупиковым разворотом подачу автосамосвалов к забою (рис 12.24).

Производительность экскаватора в тупиковой заходке лишь на 15—20 % меньше, чем в сквозной.

Ширина траншеи, м, при кольцевом развороте автомашин (см. рис. 12.24, *а*)

$$b'_{min} = 2(R_a + 0{,}5b_a + m_б),$$

где R_a — минимальный радиус поворота автосамосвала, м; b_a — ширина кузова автосамосвала, м; $m_б$ — минимальное расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой борта траншеи, м (m = 2,5—6 м).

При тупиковом развороте автосамосвалов в траншее (см. рис. 12.24, *б*):

$$b''_{min} = 2R_a + 0{,}5b_a + l_a + 2m_б,$$

где l_a — длина автосамосвала, м.

Двухтупиковая подача автосамосвалов к забою (см. рис. 12.24, *в*) обеспечивает двустороннюю погрузку. Ширина траншеи b_{min} практически не изменяется по сравнению с однотупиковым разворотом и ее значения в зависимости от грузоподъемности автомашин следующие:

Грузоподъемность автосамосвала, т	12	27	40	80
Ширина дна траншеи, м, при нижней погрузке породы в автосамосвалы при их развороте:				
тупиковом	26	23	24	29
кольцевом	35	30	30	37

При глубине траншеи 10—20 м и применении мехлопат с ковшами вместимостью 4—8 м^3 расчетная скорость проведения траншей при кольцевом, однотупиковом и двухтупиковом разворотах автосамосвалов типа БелАЗ-540 и БелАЗ-548 находится соответственно в пределах 160—355, 135—330 и 180—395 м/мес. Достигнутая на практике средняя скорость проведения траншей при автотранспорте составляет 165—200 м/мес.

Проведение траншей с использованием одноковшовых выемочных машин и конвейерного транспорта. Схема работы одноковшовых выемочных машин при конвейерном транспорте аналогична схеме выемки в тупиковой заходке. Обычно применяют узкие заходки. Минимальная ширина дна траншеи определяется габаритами экскаватора $b_{min} = 2(R_к + m_1)$, где $R_к$ — радиус вращения кузова, м; m_1 — минимальное расстояние между кузовом экскаватора и нижней бровкой борта траншеи, м (m_1 = 1÷2 м).

Проведение траншей с использованием экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием. При применении экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием осуществляют выемку сплошным забоем с верхней погрузкой на все виды транспорта.

Глубину траншеи (высоту уступа) устанавливают по максимальным значениям высоты и радиуса разгрузки экскаватора. Минимальная ширина дна траншеи $b_{min} = 2(R_к + m_1)$. Максимальная же ширина зависит от числа сторон погрузки: при односторонней погрузке (установке транспортных средств на одном борту траншеи) $b_{max} = R_{ч.у}$; при двусторонней $b_{max} = (3,5 \div 3,7) R_{ч.у}$, где $R_{ч.у}$ — радиус черпания экскаватора.

Проведение траншей с использованием колесных погрузчиков. Колесные погрузчики могут применяться при проходке траншей в качестве выемочно-погрузочного и выемочно-транспортного оборудования.

Погрузку в транспортные средства осуществляют на дне траншеи или на верхней площадке уступа. Возможно также, если это не нарушает принятого порядка развития горных работ и подготовки новых горизонтов, размещение породы во временных навалах на близко расположенных временно свободных площадках с последующей отгрузкой ее эксплуатационным оборудованием. Породу можно перемещать погрузчиками на сравнительно небольшие расстояния во внутренние отвалы.

Минимальные размеры поперечного сечения траншеи определяются параметрами и схемой маневрирования погрузчика, видом, параметрами и схемой погрузки транспортных средств, а также допустимыми зазорами между оборудованием и бортами траншеи, которые устанавливают в соответствии с правилами безопасности.

Проведение траншей с применением гидравлических экскаваторов типа обратная лопата. Большая вместимость ковша и рабочие параметры современных гидравлических экскаваторов типа обратная лопата позволяют эффективно использовать их при проходке траншей. Вынимаемая порода может отгружаться непосредственно в транспортные средства или складироваться, при наличии такой возможности, на площадку на горизонте установки экскаватора.

Порядок отработки забоя и формирования поперечного профиля траншеи определяют исходя из технических характеристик экскаватора и применяемых средств транспорта.

Послойное проведение траншей. Послойное проведение траншей применяют в случаях, когда их глубина превышает максимальную высоту черпания экскаватора $H_т > H_{ч\,max}$, а также для создания сквозных заходок при использовании обычных карьерных мехлопат в комплексе с железнодорожным транспортом. Слои могут отрабатываться:

- *в одну сторону* на всю ширину слоя (рис. 12.25, *а*); в этом случае, если ширина слоя превышает максимальную ширину заходки по условиям черпания

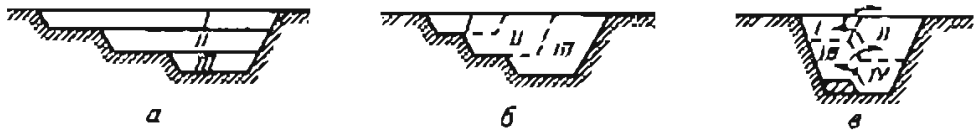


Рис. 12.25. Схемы послойного проведения траншей:

I, II, III, IV — последовательность выемки слоев

($A = 2R_{ч.у}$) или разгрузки ($A = R_{рII} - h_{сл}\operatorname{ctg}\alpha - C_т + R_{ч.у}$, где $R_{рII}$ — радиус разгрузки экскаватора при максимальной ее высоте; $h_{сл}$ — высота слоя; α — угол откоса борта траншей, градус; $C_т$ — расстояние от верхней бровки подуступа до оси пути), верхнюю погрузку производят только при выемке первой заходки по каждому слою, а следующие отрабатывают с нижней погрузкой при расположении погрузочного пути на уровне стояния экскаватора;

- с верхней погрузкой при укладке путей на один борт (рис. 12.25, *б*);
- с верхней погрузкой при укладке путей на оба борта (рис. 12.25, *в*).

Для схемы, показанной на рис. 12.25, *а*, характерны наибольшее число перекладок пути, максимальная ширина траншеи поверху и наименьшая скорость проведения.

При схеме, показанной на рис. 12.25, *б*, перед выемкой каждого следующего слоя путь переносят на дно образующейся траншеи. Объем экскаваторной заходки, в отличие от предыдущей схемы, возрастает с углублением траншеи, при этом сокращается объем путеукладочных работ. Возможна интенсификация проведения траншеи за счет одновременной выемки нескольких слоев (рис. 12.26).

При применении схемы, показанной на рис. 12.25, *в*, отрабатывать нижние слои одновременно несколькими экскаваторами невозможно, но объем траншеи при этом минимальный.

Число вынимаемых слоев

$$n_{сл} \geq h/(H_{р\,max} - h_в - e),$$

где $h_в$ — высота транспортного сосуда, м; e — минимальный зазор между транспортным сосудом и открытым днищем ковша экскаватора, м

Высота слоя при применении экскаваторов с ковшами вместимостью 4—8 м^3 изменяется от 3 до 5 м. Ширина дна траншеи определяется так же, как при выемке сплошным забоем с верхней погрузкой, а ширина поверху зависит от схемы проведения, числа слоев и ширины транспортных берм $b_т$ ($b_т = 4 \div 9{,}5$ м).

Увеличить скорость проведения можно при применении послойной выемки с использованием различных видов транспорта При этом целесообразно осуществлять выемку двумя слоями: первого — с верхней погрузкой мехлопатой с удлиненным обо-

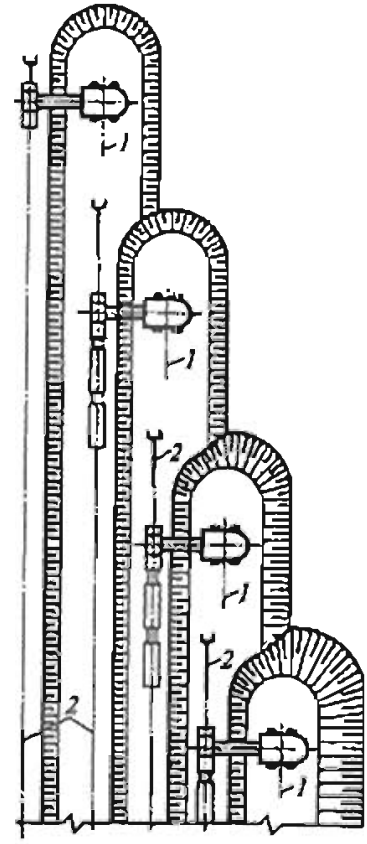


Рис. 12.26. Схема проведения траншеи с одновременной выемкой слоев:

1 — оси движения экскаваторов; *2* — оси путей

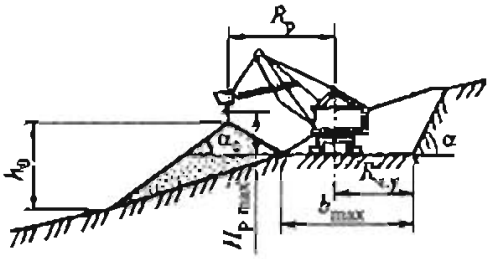


Рис. 12.27. Схема проведения полутраншеи на косогоре мехлопатой с перевалкой породы:

α — угол откоса уступа; остальные обозначения см. в тексте

рудованием на железнодорожный транспорт, второго — с нижней погрузкой мехлопатой с нормальным оборудованием на автотранспорт.

Эксплуатационная производительность экскаваторов при послойном проведении траншей при работе в обычных сквозных заходках (месячная, годовая) из-за частых переукладок пути ниже на 10—20 %. Кроме того, увеличиваются размеры траншей и общий объем проходческих работ (на 10—35 %), в несколько раз возрастает объем путевых работ

Проведение полутраншей на косогорах с перевалкой породы непосредственно под откос осуществляется по схеме, показанной на рис. 12.27.

Наибольшая ширина, м, полутраншеи по дну

$$b_{max} = R_р - H_{р\,max} \operatorname{ctg} \alpha_0 + R_{ч.у},$$

где $R_р$ и $R_{ч.у}$ — радиусы соответственно разгрузки и черпания на уровне стояния, м; $H_{р\,max}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м; α_0 — угол откоса насыпи, градус.

Проведение траншей в крепких породах. Схемы проведения траншей в крепких породах те же, что и в мягких. Аналогично определяются и основные размеры траншей по условиям проходки.

При подготовке пород к выемке обычно применяют многорядное короткозамедленное взрывание скважинных зарядов ВВ в зажатой среде. Высота развала $H_р$ вследствие вспучивания взорванной породы превышает глубину траншеи $H_т$ ($H_р = \lambda H_т$, где $\lambda = 1{,}1 \div 1{,}25$). При выемке сплошным забоем высоту развала следует устанавливать в соответствии с Едиными правилами безопасности (ЕПБ).

При высоте развала $H_р > H_{ч\,max}$ ($H_{ч\,max}$ — максимальная высота черпания экскаватора, м) в связных и связно-сыпучих породах в случае $\lambda H_т > H_{ч\,max} + l^*$ ($l^* = 1 \div 3$ м) следует осуществлять послойное проведение траншеи.

Возможны две основные схемы подготовки пород к выемке:

1) последовательное взрывание траншейного блока, ширина которого равна ширине траншеи ($Ш_{б1} = b_1$), и затем эксплуатационного блока (при разносе борта траншеи) шириной $Ш_{э.б}$; величину $Ш_{э.б}$ выбирают из условия однорядного расположения скважин на уступе (табл. 12.6);

2) взрывание одного блока, ширина которого складывается из ширины траншеи b_2 и ширины нормальной экскаваторной заходки $A_н$,

$$Ш_{б2} = b_2 + A_н;$$

$$A_н \le 1{,}7 R_{ч.у}.$$

Часто первую схему называют схемой взрывания узкой полосой, а вторую — схемой взрывания широкой полосой.

Таблица 12.6

Ширина дна траншеи при взрывании узкой полосой (по данным института «Гипроруда»)

Глубина траншеи (высота уступа), м	Ширина взрываемого блока $Ш_{в.б}$*, м	Ширина развала $B_р$, м	Ширина дна траншеи b_1, м	
			при одном пути	при двух путях
Породы средней взрываемости				
10	7	28	29	36
12	7,5	30	30	37
15	9,5	38	36	43
Породы трудновзрываемые				
10	6	22	24	30
12	7	26	27	34
15	7,5	28	28	35
20	10	37	35	42

*$Ш_{в.б} = W$, где W — линия сопротивления по подошве, м.

В первом случае ширину дна траншеи b_1, м, определяют из условия размещения развала взорванной породы и однопутной транспортной полосы после проведения траншеи или двухпутной полосы при совмещении проведения траншеи с нижней погрузкой и разноса ее борта (см. табл. 12.6):

$$b_1 = B_р + a_{тр} - Ш_{в.б},$$

где $B_р$ — ширина развала, м (см. табл. 12.6); $a_{тр}$ — ширина транспортной полосы, включая безопасные расстояния от развала и борта траншеи, м.

Во втором случае ширину траншеи понизу b_2 определяют из условий размещения только проходческого оборудования, как и при выемке мягких пород. Первую сквозную заходку отрабатывают по ранее взорванной породе (в процессе проведения траншеи) и дополнительный развал ее отсутствует.

При узкой взрываемой полосе увеличивается ширина проводимой траншеи, снижается скорость проходки. Ширина траншеи при верхней погрузке ограничивается условием $b_1 \leq 2R_{ч.у}$. При нижней погрузке, если $b_1 > 2R_{ч.у}$, выемку ведут в широкой тупиковой заходке.

При автомобильном транспорте также предпочтительнее проведение траншей с взрыванием широкой полосы для создания первой сквозной заходки.

Для сокращения простоев экскаватора применяют многорядное взрывание в зажатой среде при длине взрываемого блока $L_{в.б} \geq 100$ м.

При послойном проведении траншеи $L_{в.б} > 200$ м.

Средняя производительность экскаваторов с ковшами вместимостью 4—5 м^3 при проведении траншей в скальных породах сплошным забоем с нижней погрузкой составляет при железнодорожном транспорте 30—35 тыс. м^3/мес, при автотранспорте 40—50 тыс. м^3/мес. Скорость послойного проведения траншей

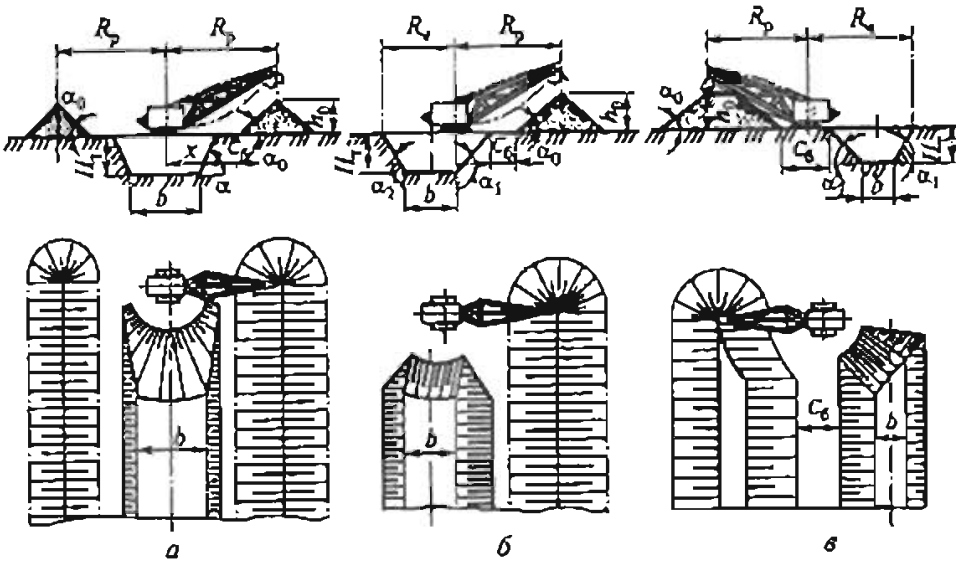


Рис. 12.28. Схемы бестранспортного проведения траншей драглайном одной заходкой:

а — поперечным забоем с размещением породы на обоих бортах; *б*, *в* — соответственно поперечным и продольным забоем с размещением породы на одном борту

глубиной 15 м при железнодорожном транспорте достигает 110—130 м/мес при двух экскаваторах и 140—160 м/мес — при трех.

Проведение крутых траншей и полутраншей в скальных и полускальных породах включает:

- бурение и взрывание породы в контурах траншеи;
- выемку бульдозерами взорванной породы с перемещением и складированием ее в штабель на бермах конечного или временного нерабочего борта, откуда породы отгружают в транспортные средства экскаватором или погрузчиком.

При ведении буровзрывных работ, особенно при создании поперечных крутых траншей, необходимо предпринимать меры по уменьшению деформаций породного массива, а в отдельных случаях предусматривать искусственное укрепление пород в массиве.

Проведение траншей драглайнами можно предусматривать в мягких, плотных и мелковзорванных породах при возможности их размещения в постоянных или временных насыпях за пределами верхних бровок траншеи с двух (рис. 12.28, *а*) или с одной стороны (рис. 12.28, *б*, *в*).

При нижнем черпании забой драглайна по отношению к оси траншеи может быть продольным (см. рис. 12.28, *а*) или поперечным (рис. 12.28, *б*, *в*). Выемку породы на полное сечение траншеи можно осуществлять за одну или несколько заходок. Проведение внешних траншей (за контурами карьерного поля) можно осуществлять с размещением породы на обоих бортах траншей (см. рис. 12.28, *а*). При проведении внутренних наклонных и разрезных траншей породу, как правило, размещают на одном борту (см. рис. 12.28, *б*, *в*).

При выемке одной нормальной заходкой (без изменения оси движения драглайна) максимальная глубина $H_т$ и ширина дна b траншеи определяются не только глубиной $H_ч$ и радиусом $R_ч$ черпания драглайна, но также высотой $H_р$ и радиусом $R_р$ разгрузки, так как последние определяют возможную высоту, м, породной насыпи:

$$h_o \le (R_p - C_б - x)\,\mathrm{tg}\,\alpha_o \le H_p,$$

где $C_б$ — ширина бермы между насыпью и траншеей, м ($C_б \ge 3$ м в зависимости от угла откоса траншеи α); α_o — угол откоса насыпи, градус; x — расстояние между осью драглайна и верхней бровкой борта траншеи, м.

Для схемы с двусторонней отсыпкой (см. рис. 12.28, *а*) $x = 0{,}5b + H_т \,\mathrm{ctg}\,\alpha$. При односторонней отсыпке для схемы с продольным забоем (см. рис. 12.28, *в*) $x < 0$.

Возможные параметры траншеи определяют из равенства площадей поперечного сечения насыпи $S_н$ и траншеи $S_{тр}$ с учетом коэффициента разрыхления породы $k_р$:

$$k_р S_{тр} = n_н S_н, \qquad (12.4)$$

где $n_н$ — число насыпей; $n_н = 2$ и $n_н = 1$ соответственно при дву- и односторонней отсыпке. Для учета пустот между конусами отсыпки $k_р$ необходимо увеличивать на 8—12 %.

При $\alpha_1 = \alpha_2 = \alpha$ максимальные площади, м^2, равны

$$S_{тр\,max} = (R_ч + x - H_т \,\mathrm{ctg}\,\alpha)H_т, \qquad (12.5)$$

$$S_{н\,max} = (R_р - C_б - x)h_o, \qquad (12.6)$$

где h_o — высота отвала, м.

По уравнениям (12.4)—(12.6) определяют значения b и $H_т$ при известной величине x; при этом $x_{max} = b + 2H_т \,\mathrm{ctg}\,\alpha - R_ч$.

Для схем с односторонней отсыпкой часто необходимо определить значение x, м, при известных величинах b и $H_т$:

$$x = \frac{h_o(R_р - C_б) - k_р H_т (R_ч - H_т \,\mathrm{ctg}\,\alpha)}{h_o + k_р H_т}.$$

Ширину траншей малой глубины ограничивает радиус черпания драглайна. В этом случае предпочтительна схема с продольным забоем. С увеличением $H_т$ параметры траншеи ограничиваются возможной высотой насыпи и, следовательно, радиусом разгрузки экскаватора. Поэтому в данном случае целесообразнее использовать схему с поперечным забоем, что позволяет увеличить объем насыпи на 20—40 %.

Дополнительное увеличение объема породной насыпи, а следовательно, и параметров траншеи при односторонней отсыпке достигается выемкой одной широкой заходкой (при зигзагообразном ходе экскаватора в плане) или последовательной выемкой двух-трех нормальных или узких заходок.

Широкие траншеи можно проводить с дополнительной переэкскавацией породы.

Возможно также применение комбинированных схем проведения траншей мехлопатами и драглайнами. В табл. 12.7—12.9 приведены параметры горизонтальных разрезных траншей при проведении их драглайном.

Таблица 12.7

Параметры горизонтальных траншей при проведении их драглайном с размещением породы на двух бортах (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки $R_р$, м	Высота разгрузки $H_р$, м	Глубина $H_т$ и ширина $B_{т.п}$ поверху при ширине траншеи понизу $B_{т.н}$, м		Высота отвала $h_о$, м
				19	23	
ЭШ5.40	25	44,5	13	9/45	8,9/48,5	10,4
	35	40,5	19,5	8,6/43,6	7,3/43,9	9,4—9,2
ЭШ8.60	35	54	28	13,3/57	12,5/58	13,2
ЭШ10.60	25	60	19	16,3/66	15/65,9	15,4—15,1
	35	54	28	13,3/57	12,5/58,8	13,2
ЭШ10.70	30	65,7	29	17,8/69,9	16,3/69,6	16,6—16,2
ЭШ15.90	30	83	42	23,7/86,8	22,6/87,6	20,8

Примечание. В числителе — значения для нижней погрузки, в знаменателе — для верхней.

Таблица 12.8

Параметры горизонтальных траншей при проведении их драглайнами боковым забоем (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки $R_р$, м	Высота разгрузки $H_р$, м	Глубина $H_т$ и ширина $B_{т.п}$ поверху при ширине траншеи понизу $B_{т.н}$, м					
				19	21	23	24	25	26
ЭШ5.40	25	44,5	13	12,3/48,9	11,7/49,5	11,1/50	10,6/50,3	10,6/50,6	10,3/51
	35	40,5	19,5	18,9/52,7	18,2/53	12,6/53,6	12,3/53,8	11,9/54	11,7/54,3
ЭШ8.60	35	54	28	21,5/71,2	20,8/71,1	20,2/72,1	19,8/72,1	19,4/72,1	19,1/72,5
	25	60	19	18,1/63	17,4/63,2	16,7/63,3	16,4/64	16,2/64,8	15,9/64,6
ЭШ10.60	35	54	28	21,5/71,2	20,8/71,5	20,2/72,1	19,8/72,1	19,4/72,1	19,1/72,5
ЭШ10.70	30	65,7	29	24,6/78,9	23,9/79	23,4/79,8	23/79,9	22,7/80,1	22,3/80,3
ЭШ15.90	30	83	42	34,2/101,9	33,3/101,9	32,5/101,9	32,1/102,1	31,8/102,2	31,5/102,5

Примечание. В числителе — значения для нижней погрузки, в знаменателе — для верхней.

Таблица 12.9

Параметры траншей при проведении их драглайнами с размещением породы на одном борту (ширина предохранительной бермы 3 м)

Драглайн	Угол наклона стрелы, градус	Радиус разгрузки $R_р$, м	Радиус черпания $R_ч$, м	Высота разгрузки $H_р$, м	Глубина $H_т$ и ширина $B_{т.в}$ поверху при ширине траншеи понизу $B_{т.н}$, м						Высота отвала $h_о$, м
					19	21	23	24	25	26	
ЭШ5.40	25	44,5	46	13	8,4/39,4	8/40,4	7,7/41,7	7,4/42	7,2/42,5	7/43	13
	35	40,5	46	19,5	14,1/53	13,7/54,3	13,3/55,3	13/55,6	12,8/56,1	12,3/56	18—18,8
ЭШ8.60	35	54	62	28	21/70	21/72	20,4/72,6	20,2/73,1	18,8/73,1	18,8/74,1	25,4
	25	60	53	19	14,6/54,5	13,8/54,5	13,4/55,6	13/55,6	13/55,6	12,8/57,1	19
ЭШ10.60	35	54	62	28	21/70	21/72	20,4/72,6	20,2/73,1	19,8/73,1	19,8/74,1	24,4—25,9
ЭШ10.70	30	65,7	66,7	29	24,8/79,3	24,2/80	23,7/80,6	23,5/81	23/81	22,8/81,4	29
ЭШ15.90	30	83	81	42	32,9/99	32,4/100	31,7/100	31,3/100,1	31,3/100,1	31/100,4	36,6—37,5

Примечание. В числителе — значения для нижней погрузки, в знаменателе — для верхней.

Проведение траншей роторными экскаваторами. В случае, если проектируемый карьер предполагается оснастить роторными экскаваторами, можно предусматривать их применение для проходки траншей на полную глубину или послойно в комплексе с консольными отвалообразователями или конвейерным транспортом.

При проведении траншеи роторным экскаватором в комплексе с консольным отвалообразователем сплошным забоем (рис. 12.29, *а*) с размещением породы на нерабочем борту карьера максимальную глубину траншеи определяют высотой разгрузки отвалообразователя. Минимальная ширина, м, дна траншеи

$$b = C_x + a_1 + a_2,$$

где C_x — ширина ходового устройства отвалообразователя, м; a_1, a_2 — минимальные расстояния между ходовым устройством и нижними бровками бортов траншеи соответственно со стороны приемной и отвальной консоли отвалообразователя, м:

$$a_1 = m_1 + L_{п.к} \cos\beta + p_1 - t_1 \operatorname{ctg}\alpha - 0{,}5C_x;$$

$$a_2 = d + m_2 - 0{,}5C_x - H_т \operatorname{ctg}\alpha,$$

где m_1 и m_2 — вылет оси пяты соответственно приемной и отвальной консоли, м; $L_{п.к}$ — длина приемной консоли, м; β — угол поворота приемной консоли, градус; d — минимальное горизонтальное расстояние между осью пяты отвальной консоли и верхней бровкой борта траншеи, м·

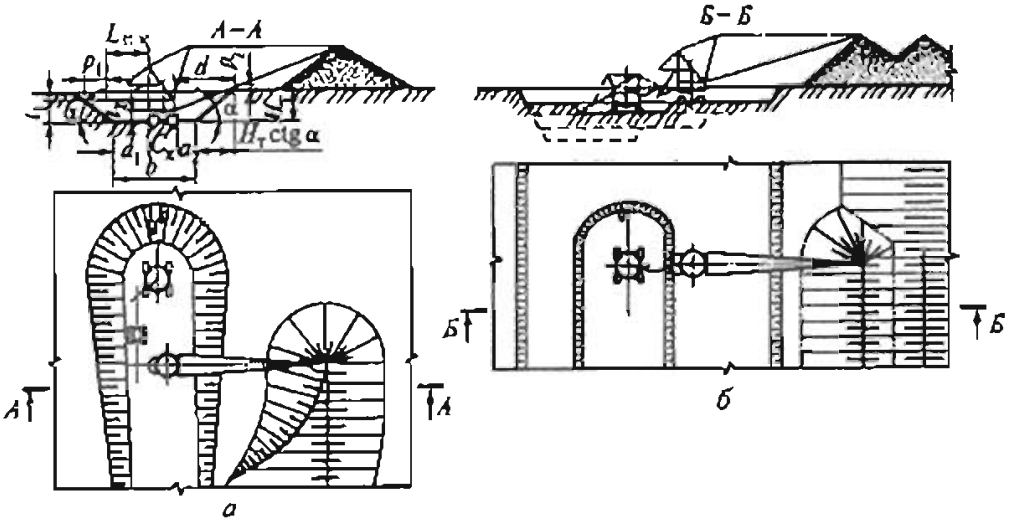


Рис. 12.29. Схемы проведения траншей роторным экскаватором в комплексе с консольным отвалообразователем:

а — сплошным забоем; *б* — послойной выемкой

$$d = (H_т - t_2 + p_2)\,\mathrm{ctg}\,\rho;$$

p_1, p_2 — безопасные расстояния между бортом траншеи и соответственно приемной и отвальной консолью, м; t_1, t_2 — высота крепления пяты соответственно приемной и отвальной консоли, м; $H_т$ — глубина траншеи, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; ρ — допустимый угол подъема отвальной консоли, градус

Минимальная ширина дна траншеи может уменьшаться при выполаживании верхней части борта траншеи с помощью вспомогательного драглайна.

При послойном проведении траншеи роторный экскаватор и отвалообразователь устанавливают на разных уровнях (рис. 12.29, *б*). Высота отрабатываемого слоя зависит от способа соединения указанных машин (с помощью соединительного моста, перегружателя, разгрузочной консоли экскаватора), определяющего разность уровней их установки, и достигает 10 м. Ширину бермы для установки и нормальной работы отвалообразователя определяют с учетом ширины его ходового устройства, призм возможного обрушения и дополнительных полос безопасности между бровками откосов и оборудованием. После отработки очередного слоя горизонты установки роторного экскаватора и отвалообразователя понижают с сохранением разности уровней между ними.

Недостатком послойной схемы является увеличение объема траншеи из-за выполаживания ее борта с отвальной стороны для размещения берм установки отвалообразователя.

Схемы проведения траншей роторными экскаваторами с использованием ленточных конвейеров без отвалообразователя различаются по способу проведения (сплошным забоем и послойно) и местоположению забойного конвейера (на борту траншеи, на промежуточных бермах, на дне траншеи).

Схема проведения траншеи сплошным забоем с расположением конвейера на ее борту (рис. 12.30, *а*) возможна при применении межуступного перегружателя (может использоваться консольный отвалообразователь), что позволяет обеспечить минимальные размеры поперечного сечения траншеи. Возможная

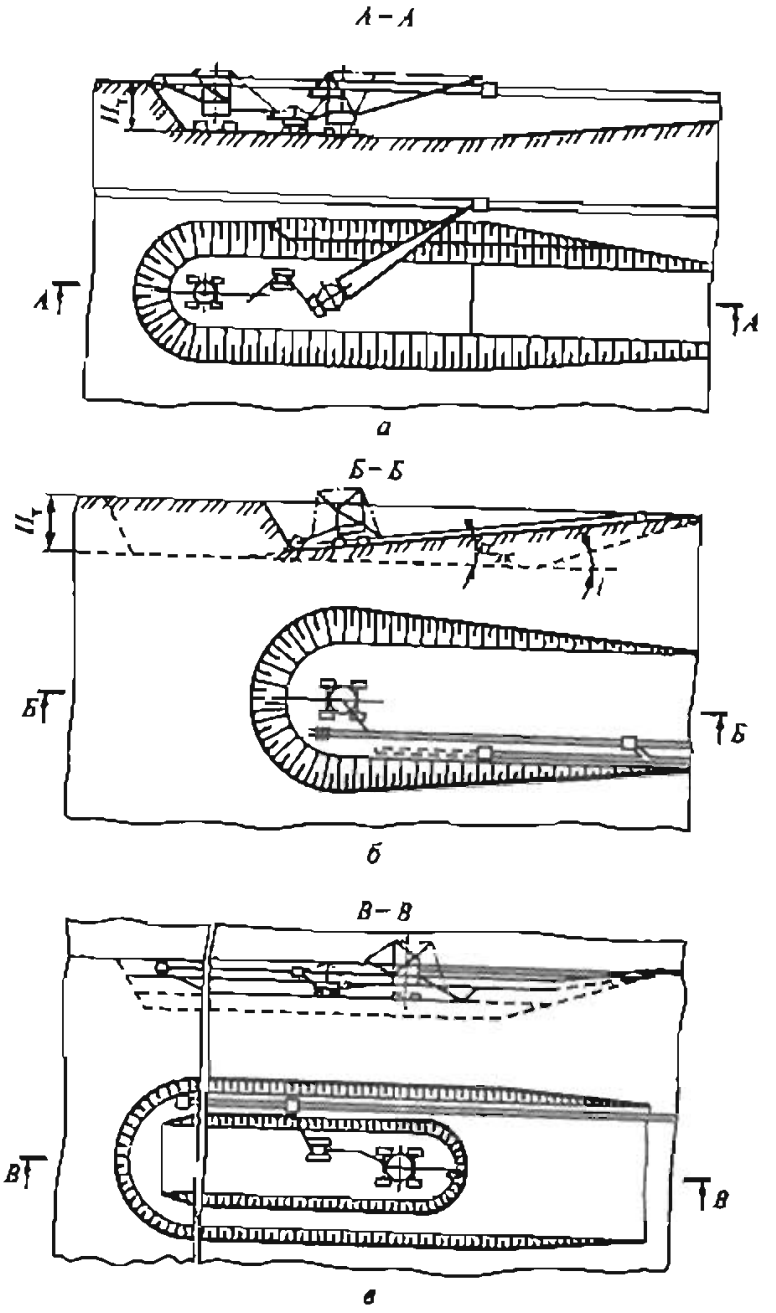


Рис. 12.30 Схемы проведения траншей роторными экскаваторами в комплексе с конвейерным транспортом

глубина траншеи не может превышать высоты черпания экскаватора $H_{у\,max}$ и обычно составляет 30—40 м, а минимальная ширина дна — 60—90 м.

Схема проведения траншеи сплошным забоем с расположением конвейера на ее дне приведена на рис. 12.30, *б*. Ее глубина также ограничивается высотой черпания экскаватора $H_{у\,max}$. При этом в комплексе проходческого оборудования может отсутствовать перегружатель. Основной недостаток схемы — необходимость наращивания забойного конвейера. При использовании самоходного забойного конвейера или забойного перегружателя основной конвейер частично наращивают без остановки экскаватора. Минимальная ширина дна траншеи составляет 40—60 м.

Схема послойного проведения траншей с расположением конвейера на промежуточных бермах (рис. 12.30, *в*) позволяет проводить траншеи любой глубины. Поэтому схему применяют в первую очередь при проведении траншей, глубина которых $H_т > H_{э\,max}$. Высота отдельных слоев достигает 15—20 м. Минимальная ширина дна траншеи 50—70 м. К недостаткам схемы относятся необходимость переноса конвейера после отработки каждого слоя и увеличение объема траншеи из-за оставления на борту конвейерных берм.

При всех схемах проведения траншей сплошным забоем экскаватор и сопряженные машины (перегружатель, отвалообразователь) работают на наклонной площадке, максимально допустимый угол наклона которой $\alpha_{эк}$ зависит от конструкции ходовых частей машин и составляет около 5°. При работе на наклонных площадках в малоустойчивых породах должны приниматься дополнительные меры по обеспечению безопасности горных работ, при большом уклоне траншеи i (для конвейерного транспорта) требуется выемка недобора, возникающего за счет $i < \alpha_{эк}$.

При послойной выемке горизонтальными слоями условия работы оборудования более благоприятны, объем недобора породы минимальный или он вообще отсутствует.

Несмотря на увеличение объема траншей при проведении их мощными роторными экскаваторами, затраты на горные работы значительно меньше, чем при применении одноковшовых экскаваторов в комплексе с колесным транспортом.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие задачи решают при проектировании вскрытия месторождения?
2. Перечислите специфические особенности и области применения вскрывающих выработок.
3. Раскройте последовательность действий при проектировании вскрытия месторождения.
4. Перечислите факторы, по которым формируют грузопотоки.
5. Какие параметры определяют при проектировании трасс транспортных коммуникаций?
6. Как проектируются схемы транспортных коммуникаций карьера?
7. С учетом каких факторов выбирают сочетания видов транспорта при построении схемы комбинированного транспорта и какие параметры определяют в процессе его проектирования?
8. Приведите способы проведения траншей при использовании различного оборудования.

Часть четвертая

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРОИЗВОДСТВА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

ГЛАВА 13. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Технология открытой разработки месторождений представляет собой совокупность технологических процессов подготовки горных пород к выемке, отделения их от массива, направленного изменения крупности и качественных характеристик пород, погрузки и перемещения полезных ископаемых к местам дальнейшей переработки или потребителям, вскрышных пород к отвалам и их отвалообразование.

Для этого выполняют следующие технологические процессы:

- подготовку горных пород к выемке;
- выемку и погрузку;
- транспортирование;
- первичную переработку и отгрузку кондиционных полезных ископаемых;
- складирование некондиционных полезных ископаемых и отвалообразование вскрышных пород.

Названные процессы должны быть организационно и параметрически увязаны между собой таким образом, чтобы обеспечить возможность формирования погоризонтных и общекарьерных грузопотоков с характеристиками (интенсивность; места начала и окончания; трасса; сроки действия), соответствующими календарному плану разработки — динамике развития рабочей зоны.

Технические решения, доказывающие возможность получения необходимых грузопотоков, были найдены при проектировании системы разработки и вскрытия месторождения. Часть этих решений количественно описывается конкретными значениями показателей развития рабочей зоны — элементами системы разработки (скорость перемещения фронтов уступов, углубления работ и т.д.), данными о пространственном положении, объемах и времени проведения вскрывающих выработок и сооружения транспортных коммуникаций, их грузотранспортных характеристиках.

Исходя из этого, основными задачами при проектировании технологии открытых горных работ являются:

- выбор комплекса машин, позволяющих во взаимосвязи выполнить все технологические процессы и обеспечить получение горной массы с характеристиками, отвечающими установленным требованиям;

• разработка структуры комплекса — взаимосвязей технологических процессов и выполняющих их машин;

• определение комплекта (полного набора, состава) необходимых машин.

По показателям развития рабочей зоны, определяющим где, когда и в каких объемах нужно вести горные работы в карьере, с учетом технических характеристик оборудования, принимаемого для реализации технологии, осуществляют построение технологической схемы, которая может обеспечить реализацию принятых технологических решений.

В процессе ее проектирования выбирают типы и размеры горных и транспортных машин, формируют их комплексы (цепочки), позволяющие реализовать принятую технологию, устанавливают параметрические и организационные взаимосвязи между отдельными машинами и цепочками машин, их взаимное расположение и последовательность перемещения по рабочей зоне, определяют схему транспортирования пород, представляющую собой совокупность транспортных коммуникаций, средств транспорта, перегрузочных устройств, обеспечивающих перемещение горной массы из забоев в карьере к пунктам приема груза.

Таким образом, целью проектирования технологии и комплексной механизации открытых горных работ является выбор и взаимная увязка технологических процессов производства подготовительных, вскрышных и добычных работ, работ по первичной переработке полезного ископаемого, выбор и взаимная увязка типов и моделей горных и транспортных машин и технологических схем их работы.

Принимаемые технология и комплексная механизация работ должны обеспечивать реализацию календарного плана вскрышных и добычных работ, получение продукции требуемого качества в необходимых объемах, создание и поддержание технически и экономически безопасных условий производства работ, отвечающих Единым правилам безопасности (ЕПБ) при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, другим нормативным документам, а также обеспечивать достижение максимальной экономической эффективности.

Выбор технологии открытых горных работ определяется физико-механическими свойствами пород, характеристиками залегания месторождения, главными параметрами карьера (конечной глубиной, размерами по поверхности и размерами дна, углами откосов бортов, запасами полезного ископаемого, производительностью и сроком существования), календарным планом разработки, параметрами вскрытия и системы разработки.

Имеющийся широкий арсенал технических средств позволяет не только варьировать самими техническими средствами, подходящими для выполнения тех или иных процессов, но и принимать различные сочетания этих средств по типам (видам), моделям, технологическим схемам работы и структурам комплексов.

Выбор технологических процессов должен прежде всего основываться на планировании перевода естественного состояния породы в массиве в искусственно измененное состояние в горную массу заранее установленного качества.

При проектировании технологии разработки и комплексной механизации работ в качестве исходных принимают следующие данные:

• природные — физико-механические свойства разрабатываемых пород, геологические и гидрогеологические характеристики месторождения, климатические условия района, рельеф поверхности карьерного поля, виды и назначение полезного ископаемого, его ценность и запасы;

• технологические и технические — календарный план разработки, включая годовую производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше; размеры и конфигурация карьерного поля, геометрические параметры карьера и срок его службы, расстояния до отвалов и пунктов приема полезного ископаемого на поверхности; ограничения, налагаемые на технические решения ЕПБ, действующими нормативными документами в области охраны окружающей среды, недропользования и др., технические характеристики намечаемого к применению оборудования, а также требования потребителя к качеству продукции, к ритмичности и надежности поставок продукции;

• организационные — наличие трудовых и энергетических ресурсов, возможность получения, сроки поставки и монтажа оборудования, сроки строительства карьера, взаимосвязи с энергетической, транспортной и другими системами;

• экономические и коммерческие — допустимые капитальные затраты, возможность получения кредитов и условия их погашения и др.

Проектирование осуществляют в следующем порядке.

1. Проводят анализ исходных данных и выявляют основные факторы, определяющие выбор технологии и типов оборудования для ее реализации. На основе этого разрабатывают основные требования к технологии и комплексу оборудования.

2. Формируют предварительные варианты проектных решений. В них следует предусматривать применение прогрессивных технологий, современного оборудования.

3. Рассчитывают показатели работы машин по всем технологическим процессам (производительность, парк, схемы работы и т.д.) и во взаимосвязи и по ним уточняют принятые ранее элементы системы разработки.

4. Проводят технико-экономическое сопоставление вариантов и на основании этого вырабатывают решение о принятии конкретной технологии и комплекса машин и его структуре.

Выбор технологии и механизации отдельного технологического процесса непременно следует осуществлять не только с точки зрения его эффективности, но и с учетом всех его взаимосвязей со всеми другими процессами и исключительно с точки зрения достижения максимальной суммарной эффективности функционирования всего комплекса оборудования.

Так, увеличение степени измельчения в результате взрывных работ, невыгодное с точки зрения процесса подготовки горных пород к выемке, может принести гораздо больший эффект за счет повышения производительности оборудования на выемке, транспортировании и отвалообразовании вскрышных пород или переработке полезного ископаемого. При выборе комплекса оборудования необходимо учитывать значимость того или иного процесса в общей технологии.

Исходя из того, что затраты на транспортирование горной массы составляют существенную часть общих затрат на разработку пород, этому процессу следует отдавать приоритет перед другими предшествующими и последующими технологическими процессами, т.е. они должны так «подстраиваться» под основной

процесс, чтобы обеспечить его максимальную эффективность. При этом важно не просто обеспечить высокую производительность оборудования в каждом процессе, но и надежность, ритмичность работы и долговечность его эксплуатации

Кроме того, должны быть приняты во внимание технические, организационные и экономические ограничения, такие как нежелательное влияние параметров процесса на увеличение параметров системы разработки (например, повышение степени дробления достигается при большом расходе ВВ и приводит к увеличению ширины развала и как следствие — к нежелательному росту ширины рабочей площадки).

Таким образом, при формировании комплекса оборудования должно быть обеспечено соответствие технологических характеристик горных пород и самого процесса (крупность пород, параметры развала и т.д.) техническим условиям применения оборудования, а величины его производительности по смежным технологическим процессам должны соответствовать друг другу. Выходные характеристики полезного ископаемого (крупность, однородность состава и свойств, количество нежелательных примесей, внесенных в процессе извлечения) должны соответствовать предъявляемым требованиям, а работа комплекса оборудования всего карьера должна обеспечивать планомерную, в соответствии с интенсивностью грузопотоков, подготовку горных пород к выемке, их выемку и погрузку, перемещение, складирование, а при необходимости и первичную переработку полезного ископаемого.

При всем разнообразии разрабатываемых месторождений и имеющихся средств механизации процессов производства при проектировании технологии следует стремиться к минимуму технологических процессов, минимально возможному вредному воздействию их на окружающую среду, наименьшим затратам энергии и труда на их осуществление.

Комплекс оборудования, выбираемый для реализации принимаемой технологии, должен быть ориентирован на поточную технологию (в случае применения оборудования цикличного действия и технологических процессов, выполняемых циклично, это требование реализуется в виде создания ритмично функционирующей системы — потока) и отвечать следующим требованиям.

1. Паспортные характеристики машин должны соответствовать физико-механическим свойствам пород при выполнении каждого процесса, геологическим, гидрогеологическим и инженерно-геологическим характеристикам месторождения, климатическим условиям района.

2. Машины должны обеспечивать техническую возможность выполнения работ при некоторых изменениях (ухудшениях) условий работ, т.е. должны иметь «запас возможностей».

3. Комплекс оборудования и его структура должны удовлетворять принятым параметрам разработки и вскрытия, размерам и форме карьера, его производительности, т.е. скорости производства работ, которые могут давать комплексы оборудования, должны полностью соответствовать скоростям развития рабочей зоны карьера, установленным при проектировании режима горных работ, календарного плана, системы разработки, вскрытия.

4. Отдельные машины комплекса по своим параметрам и назначению должны соответствовать друг другу (высота погрузки и разгрузки, соотношение геометрических вместимостей ковша экскаватора — транспортных сосудов — приемного отверстия дробилки и т.д.).

5. Комплексы должны обладать определенными резервами производительности по сравнению со среднечасовыми показателями их работы и иметь запас 1,2—1,3 (при разработке мягких пород) и в пределах 1,5—1,7 (при разработке скальных и разнородных пород).

6. Предпочтительно применять более мощную технику. Однако основным условием ее применения должно быть обеспечение максимального использования во времени. Наибольший экономический эффект достигается только при условии рационального использования для конкретных условий технических возможностей машин, входящих в комплекс, в первую очередь ведущих машин.

7. Ведущими машинами комплекса, как правило, являются выемочные и транспортные машины.

При разработке исключительно трудноразрабатываемых пород ведущими машинами могут стать и буровые станки, так как они ограничивают производительность комплекса.

8. Следует отдавать предпочтение комплексам оборудования с минимальными объемами вспомогательных трудномеханизируемых работ.

Следовательно, общими принципами формирования комплексов оборудования являются: поточное производство, совмещение процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы, сокращение объемов вспомогательных работ.

Кроме того, на выбор комплексов оборудования и их структур существенное влияние оказывают тип месторождения и апробированные технические решения. Так, при разработке горизонтальных и пологих залежей часто все или часть вскрышных пород перемещают в выработанное пространство по кратчайшему расстоянию — поперек фронта работ уступа с помощью:

- выемочных машин с необходимыми параметрами (комплекс состоит только из одного вида основного оборудования — обычно одноковшовых экскаваторов);
- выемочных машин и транспортно-отвальных агрегатов (комплексы оборудования включают роторные экскаваторы и консольные отвалообразователи или цепные многоковшовые экскаваторы и транспортно-отвальные мосты).

При перемещении мягких вскрышных пород вдоль фронта работ уступов во внутренние или внешние отвалы типичными комплексами оборудования являются:

- роторные экскаваторы — конвейерный транспорт — консольные отвалообразователи;
- цепные многоковшовые экскаваторы — железнодорожный транспорт — абзетцеры;
- одноковшовые экскаваторы — конвейерный транспорт с бункерами-питателями — консольные отвалообразователи;
- скреперы или бульдозеры.

Комплексы оборудования, применяемые при разработке и продольном перемещении скальных и полускальных пород, обычно включают в качестве основного оборудования буровые станки различных типов (при подготовке полускальных пород — иногда механические рыхлители), одноковшовые экскаваторы типа мехлопаты (одноковшовые погрузчики), различные транспортные средства, отвалообразователи, выбор которых зависит в первую очередь от вида применяемого транспорта.

На отвалах распространены комплексы с железнодорожным транспортом и одноковшовыми экскаваторами, а также комплексы с автомобильным транспортом и бульдозерами.

В глубоких карьерах широко используют комплексы с автомобильно-железнодорожным транспортом. Перспективны комплексы с автомобильно-конвейерным и автомобильно-скиповым транспортом, а также (при допустимой крупности взорванных пород или дополнительном механическом дроблении их в местах погрузки) комплексы с использованием только конвейерного транспорта, а в качестве выемочно-погрузочных машин — соответственно оборудование непрерывного действия и одноковшовые экскаваторы.

При разработке месторождений нагорного типа применяют комплексы с комбинированным транспортом, включающим в различном сочетании автомобильный транспорт, рудоспуски, канатно-подвесные дороги, железнодорожный транспорт.

При разработке скальных и полускальных пород комплексы оборудования с транспортными средствами механизации характеризуются относительной независимостью выполнения процессов. Степень независимости различна для разных процессов и определяется в первую очередь технической возможностью и экономической целесообразностью создания запасов (резерва) горной массы, необходимых для бесперебойного выполнения следующего процесса. Например, бурение и взрывание могут быть в значительной степени независимыми друг от друга и от выемочно-погрузочных работ при создании достаточных запасов готовой к выемке породы; автомобильный и железнодорожный, как составляющие комбинированного транспорта, — при создании на перегрузочном пункте промежуточного склада.

Объем склада определяется таким соотношением объема находящейся в состоянии готовности («складируемой») горной массы и производительности оборудования рассматриваемого звена, которое позволяет обеспечить относительную независимость работы следующего звена механизации не менее чем в течение смены, иногда — в течение одного-двух часов.

Структура комплекса оборудования влияет на готовность его к работе, производительность, возможность резервирования отдельных частей комплекса и требуемые для этого ресурсы.

Исходя из числа звеньев механизации, их возможных сочетаний и способа взаимодействия между ними, структуру следует строить таким образом, чтобы обеспечить выполнение необходимых объемов вскрышных и добычных работ с высокой надежностью.

Взаимосвязь параметров машин, выполняющих смежные процессы, интенсивность их работы, степень непрерывности или показатели дискретности в итоге определяют производительность комплекса, а также технико-экономические показатели.

Характер грузопотока в технологических схемах определяется, как правило, видом карьерного транспорта.

Для машин непрерывного действия производительность (расход непрерывного грузопотока)

$$Q_н = Svk_г,$$

где S — площадь поперечного сечения потока; v — скорость потока; $k_г$ — коэффициент готовности.

Для машин цикличного действия производительность (расход дискретного грузопотока)

$$Q_д = Vk_{загр}k_г T / t_ц,$$

где T и $t_ц$ — соответственно период времени, за который определяется производительность, и время цикла; V — объем горной массы, транспортируемой за цикл; $k_{загр}$ — коэффициент загруженности, определяемый неравномерностью выполнения смежных процессов.

При работе машин цикличного действия вследствие отклонений каждого значения длительности операции от среднего они являются случайными величинами. Это свойство вызывает поочередные простои погрузочных или транспортных машин, продолжительность которых в свою очередь зависит от числа машин в технологической схеме.

Производительность комплекса машин соответствующей технологической схемы определяется структурой схемы с учетом надежности каждой машины.

При расчете производительности комплексов оборудования необходимо учитывать следующие обстоятельства.

Производительность комплекса при схемах с последовательным соединением машин определяется машиной с наименьшей собственной производительностью, а также готовностью схемы, которая снижается при увеличении числа машин; при схемах с параллельным соединением производительность комплекса определяется суммой производительностей машин с учетом их готовности.

В структурно-сложных схемах производительность комплексов определяется с учетом всех факторов.

Горные и транспортные машины имеют широкий размерный ряд, что позволяет применять их в разнообразных горно-геологических условиях и проектировать технологические схемы с различной структурой и степенью непрерывности грузопотоков.

В конкретных условиях эксплуатации геометрические параметры горных выработок, производительность и экономические показатели работы машин могут существенно различаться.

Выбор технологической схемы осуществляют на основе технико-экономического анализа с целью достижения наибольшей эффективности производства — высокой производительности оборудования, меньшей энергоемкости, минимальных потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Процессы подготовки горных пород к выемке, собственно выемки, погрузки, транспортирования, складирования (отвалообразования) находятся в тесной параметрической и организационной взаимосвязи. Поэтому выбор типов и моделей бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и отвального оборудования следует вести комплексно, добиваясь такого их сочетания, которое обеспечивало бы наиболее эффективное достижение поставленных целей.

На выбор типов машин решающее влияние оказывают физико-механические свойства разрабатываемых пород, масштабы производства, конфигурация внутренней поверхности карьера и динамика ее развития, вид и интенсивность грузопотоков, требования потребителей к периодичности и надежности поставок и многие другие факторы. Считается, что чем крупнее и глубже карьер, тем более мощное оборудование следует применять. Необходимость селективной выемки вынуждает применять менее мощное оборудование, чем при валовой выемке. Последовательность выбора оборудования для выполнения различных

технологических процессов не должна влиять на принимаемые решения. Во всех случаях на основании учета наибольшего числа факторов необходимо находить рациональное сочетание типов и моделей оборудования. Для решения этой задачи вначале формируют несколько вариантов комплектов машин, которые могут реализовать намеченную технологию разработки, а затем проводят их сравнение и выбор наиболее эффективного.

13.1. Выбор способа подготовки горных пород к выемке

Подготовку горных пород к выемке проводят с целью создания технических возможностей применения и условий эффективного использования выемочных машин и других средств механизации последующих процессов, в том числе переработки полезного ископаемого, а также обеспечения требуемого качества добываемого сырья и безопасности производства работ.

Подготовка включает: разупрочнение пород и изменение их агрегатного состояния, разрушение (разрыхление) породного массива, обеспечение устойчивости откосов уступов, осушение горных пород и другие виды воздействия на горные породы. Подготовку пород к выемке можно осуществлять механическими способами (исполнительными органами горных машин), взрывными работами, гидравлическими (напитанием, насыщением водой, растворением), физическими (электромагнитным и термическим воздействием), химическим и комбинированными способами. Выбор способа подготовки зависит прежде всего от вида, состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличия технических средств, требований к качеству добываемого сырья, а также от природных условий.

Технические характеристики всех видов выемочно-погрузочного оборудования позволяют осуществлять выемку мягких, песчаных и естественно мелкоразрушенных пород в обычном состоянии.

Выемку плотных пород непосредственно из массива можно проектировать машинами с повышенными усилиями копания. Если породы не поддаются разработке такими машинами, необходимо предусматривать их предварительную подготовку к выемке посредством механического рыхления или взрывания на сотрясение.

В мерзлом состоянии перечисленные группы пород можно разрабатывать непосредственно выемочными машинами с повышенным усилием копания только при небольших отрицательных температурах.

Как правило, для этих условий следует предусматривать механическое рыхление или взрывание пород

Скальные и полускальные породы требуют обязательной подготовки к выемке, которую в большинстве случаев целесообразно проводить взрывным способом.

13.1.1. МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Безвзрывную подготовку горных пород к выемке и погрузке можно осуществлять с помощью тракторных рыхлителей. Механическому рыхлению поддаются породы с пределом прочности на сжатие до 90 МПа, а также мерзлые и разборно-скальные породы (табл. 13.1).

Совершенствование конструкции рыхлителей, увеличение тяговых характеристик тракторов, повышение требований при разработке к крупности и несмешиваемости добываемых материалов, введение новых технологических процессов (в частности, кучного выщелачивания) расширяют сферу применения механического рыхления пород.

Построение технологической схемы рыхления пород должно проводиться с учетом следующих данных: глубина рыхления прицепными рыхлителями — 0,4—0,5 м, навесными — до 1,5—2 м; производительность в плотных породах — 1000—1500 м^3/ч; длина параллельных резов — 100—300 м.

Таблица 13.1

Классификация горных пород по рыхлимости

Горные породы	Показатель трудности разрушения пород $П_р$	Рыхлимость пород	Угол наклона стенок прорези α, градус	Техническая скорость рыхления $v_р$, м/с	Возможное заглубление зуба рыхлителя Д-625А $h_з$, м
Плотные породы с включением валунов, каменный уголь, сцементированная щебенистая масса, разрушенные сланцы	0,5—2,2	Легкорыхлимые	60—50	0,9—1,5	1—0,8
Мягкий известняк, сланцы, мергель, мел, опока, гипс, отвердевшие и мерзлые глины. Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники и сланцы	2,2—4,5	Средней трудности рыхления	44—45	0,8—1,2	0,8—0,6
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мрамор, глинистые сланцы. Мелкослоистые прочные известняки, железные руды, прослойки очень прочных пород мощностью до 0,2—0,3 м	4,5—7	Трудно-рыхлимые	50—40	0,4—0,8	0,6—0,2
Малотрещиноватые прочные известняки, песчаники и более прочные породы	< 7	Очень труднорыхлимые	—	—	—

На карьерах применяют только навесные рыхлители с гидравлическим управлением. Рыхлители обычно используют в комплекте с бульдозерами, скреперами, погрузчиками и экскаваторами.

Навесные рыхлители классифицируют по назначению, способу передвижения, мощности тягача и конструктивным признакам.

Рыхлители общего назначения оборудованы тремя, пятью (редко семью) зубьями и предназначены для рыхления пород на глубину до 1 м. При глубине рыхления более 1 м применяют специальные рыхлители с одним или тремя зубьями.

Наибольшей глубины рыхления, до 2200 мм, достигают при работе с одним зубом.

Рыхлители по мощности тягачей подразделяют на сверхмощные (мощность двигателя свыше 220 кВт), мощные (110—220 кВт), средней мощности (58—110 кВт) и легкие (меньше 58 кВт) с тяговым усилием тракторов соответственно 300 и более, 200—300, 130—200 и до 130 кН.

Области применения навесных тракторных рыхлителей и их сочетаний с выемочным и погрузочным оборудованием приведены в табл. 13.2.

Таблица 13.2

Область применения навесных тракторных рыхлителей

Мощность базового тягача, кВт	Рыхлимые породы	Показатель трудности разрушения пород $П_р$	Возможные типы выемочных и погрузочных машин
75—90	Плотные породы, каменный уголь, сцементированная щебенистая масса, разрушенные сланцы	До 2	Бульдозеры, скреперы
130—150	То же, а также мягкий известняк, мергель, гипс, сланцы, мерзлые глины	До 3,5	Бульдозеры, скреперы, одноковшовые погрузчики
160—185	То же, а также сильнотрещиноватые известняки, песчаники, сланцы	До 4,5	То же
220—260	То же, а также среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мрамор, прослойки скальных пород мощностью до 0,3 м	До 7	Бульдозеры, скреперы, одноковшовые погрузчики, одноковшовые экскаваторы с ковшом вместимостью до 3 м^3
440—600	То же, а также малотрещиноватые прочные известняки, песчаники и более прочные породы	До 9	То же

Возможность применения механического рыхления пород следует рассматривать для карьеров небольшой производительности, при необходимости раздельной выемки маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого, с целью исключения переизмельчения и разупрочнения строительных горных пород, а также для разрушения маломощных слоев скальных, сильно и чрезвычайно трещиноватых руд и пород, для разработки мерзлых пород и на вспомогательных работах. Рыхлители рекомендуется применять в сочетании с бульдозерами, скреперами, одноковшовыми погрузочными и механическими лопатами с ковшом вместимостью до 3 м^3 (см. табл. 13.2).

Для правильного выбора рыхлителя при проектировании необходимо прежде всего спрогнозировать характер работы машины: будет ли она в основном использоваться на рыхлении в определенной части массива или же эксплуатироваться в качестве многоцелевого средства. Если машина свыше 20 % времени занята на рыхлении, более эффективным становится применение одностоечного рыхлителя. Он также предпочтителен и при рыхлении более крепких пород.

Многостоечный рыхлитель рационально применять для рыхления пород малой и средней крепости, при частой смене места работы и соответственно крепо-

сти разрыхляемых пород, когда более важной становится универсальность машины, чем глубина рыхления. Такой рыхлитель особенно полезен при предварительном рыхлении массива для последующей загрузки скреперов. Три зуба в стойке можно применять лишь в случае легко разрыхляемого материала (мягкие сланцеватые глины и т.п.).

Скальные породы, трудно поддающиеся механическому рыхлению, могут быть предварительно ослаблены сотрясательным взрывом. Возможен и вариант взрывного разрушения крупных кусков породы, образующихся при начальном механическом рыхлении сильнотрещиноватых пород с увеличенным расстоянием между смежными бороздами Также можно предусматривать рыхление перекрестными проходами, которое целесообразно в случаях, когда скальный массив — вертикальные разломы и трещины, расположенные параллельно основному направлению резания, а также при рыхлении нехрупких и монолитных скальных пород типа сцементированного гравия и брекчии.

При подготовке пород к последующей выемке скрепером, наилучшим направлением рыхления является направление движения скрепера при его загрузке. В случае перекрестного рыхления с указанным направлением должны совпадать завершающие проходы рыхлителя.

Глубину рыхления определяют по крепости породного массива, толщине рыхлимого слоя и требуемой степени разрыхления. Рыхление следует предусматривать на максимальную глубину, допускаемую проникновением рыхлителя и силой сцепления трактора. Это обеспечивает максимальную производительность на единицу расходуемого топлива. При рыхлении слоистого массива лучше разрыхлять и убирать породу послойно. Глубину рыхления и число применяемых зубьев следует определять совместно. Несмотря на то что рыхление одним зубом на большую глубину обычно обеспечивает максимальную производительность, многие мягкие породы часто могут быть лучше разрыхлены с помощью многостоечного рыхлителя на меньшую глубину.

Расстояние между смежными бороздами (проходами) следует выбирать, исходя из требуемой степени разрыхления и способа последующего удаления породы. В качестве общего правила, когда возможно рыхление на полную глубину, шаг проходки рекомендуется принимать равным половине ширины трактора.

Бульдозеры на карьерах применяют для послойной разработки горных пород с пределом прочности на сжатие до 40 МПа и перемещения их на расстояние до 100—150 м, при зачистке кровли пластов полезного ископаемого, планировке площадок, для работы на отвалах, конусования взорванной породы, в качестве толкачей при заполнении большегрузных скреперов и т.п. Допустимый угол подъема бульдозера в рабочем режиме составляет 15—18 %, преодолеваемый уклон — до 45 %, поперечный — допустим до 20°.

Бульдозеры могут быть с поворотным и неповоротным отвалом. Угол поворота отвала в плане составляет 63—65° к продольной оси машины. На карьерах в основном применяют бульдозеры с неповоротным отвалом.

По ходовому оборудованию бульдозеры делятся на гусеничные и колесные

В зависимости от тягового усилия базовых машин бульдозеры подразделяют: на легкие — класс до 40 (60) кН, мощность до 96 кВт; средние — класс от 40 (60) до 90 (150) кН, мощность 103—154 кВт; тяжелые — класс от 150 (250) до (350) кН, мощность 220—405 кВт; сверхтяжелые — класс (750) кН, мощность более 510 кВт.

Эксплуатационная производительность бульдозеров, м^3/ч, по плотной горной массе

$$Q_{эксп} = 3600V\alpha k_{ис} k_у / (Tk_р),$$

где V — объем породы в рыхлом состоянии, перемещаемой отвалом бульдозера, м^3; α — коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения, $\alpha = 1 - \beta l$; $\beta = 0{,}008 \div 0{,}004$ — большие значения для рыхлых сухих пород; l — расстояние транспортирования, м; $k_{ис}$ — коэффициент использования рабочего времени; $k_у$ — коэффициент, учитывающий уклон на участке работы (табл. 13.3); T — продолжительность цикла (учитывается, что обратный (холостой) ход совершается на задней передаче); $k_р$ — коэффициент разрыхления породы.

Таблица 13.3

Значения коэффициента $k_у$

Дальность перемещения породы, м	Отношение длины горизонтального участка к общему расстоянию	Условия работы		
		под уклон 10 %	под уклон 20 %	на подъем 10 %
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Производительность бульдозеров при планировочных работах, м^3/ч,

$$Q_з = \frac{3600 l_п (a \sin\gamma - b) k_{ис}}{n(l_п / v + t_п)},$$

где $l_п$ — длина участка работы, м; a — длина отвала, м; γ — угол установки отвала в плане (для неповоротного отвала $\sin\gamma = 1$); $b = 0{,}3 \div 0{,}5$ м — ширина перекрытия; n — число проходов по одному месту; v — средняя скорость перемещения бульдозера при планировке, обычно равная скорости движения трактора на первой передаче, м/с; $t_п$ — время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе, с.

Производительность бульдозера-рыхлителя при совмещении процессов рыхления и перемещения породы, м^3/ч,

$$Q_{з.р} = Q(1 - k_l),$$

где k_l — коэффициент использования агрегата на рыхлении,

$$k_l = \frac{Vk_у t_р}{l(c-d)hl + Vk_у t_р};$$

$t_р$ — продолжительность рабочего цикла на рыхлении, с; c, d — ширина разрыхляемой полосы и ширина перекрытия разрыхленной полосы при повторном ходе, м; h — глубина рыхления, м.

Расчетные показатели работы бульдозеров и рыхлителей приведены в табл. 13.4.

Таблица 13.4

Расчетные показатели работы отечественных бульдозеров и рыхлителей

Показатели	Тяговый класс, кН			
	100	150	250	350
Продолжительность копания бульдозером, с	9	8,4	8,2	Н. д.
Скорость, м/с:				
бульдозера при наборе и перемещении породы	0,88	0,7	0,82	0,98
бульдозера и рыхлителя при маневрировании и обратном ходе	1,33	1,2	1,95	1,6
при рыхлении	0,6		0,75	0,92

Колесные скреперы применяют для послойной разработки горных пород с пределом прочности на сжатие до 40 МПа, транспортирования их и укладки в насыпи или отвалы при проходке траншей, на вскрышных и добычных работах, вспомогательных работах по понижению высоты вскрышных уступов и зачистке кровли вскрытого пласта полезного ископаемого, производстве рекультивационных работ.

Вместе со скреперами в большинстве случаев применяют тракторы с рыхлителями; бульдозеры-толкачи; грейдеры, планирующие трассы движения скреперов; катки, уплотняющие уложенный в отвал грунт.

Колесные скреперы классифицируют:

- по способу соединения скреперного оборудования с тягачом — на прицепные, полуприцепные и самоходные;
- по вместимости ковша — малой вместимости (до 5 м^3), средней (5—15 м^3) и большой (более 15 м^3). Стандартные вместимости ковшей прицепных скреперов: 3; 4,5; 8 (7); 10; 15 и 25 м^3; самоходных скреперов: 8; 10; 15; 25 и 40 м^3;
- по способу загрузки и разгрузки ковша — со свободной и принудительной загрузкой или разгрузкой.

Вспомогательным оборудованием при работе колесных скреперов служат тракторы-толкачи и рыхлители.

Трактор-толкач применяют при работе скреперов в крепких породах или при работе мощных скреперов, когда тяговое усилие основного трактора-тягача недостаточно (табл. 13.5). Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород.

Таблица 13.5

Число скреперов, обслуживаемых одним толкачом

Расстояние транспортирования горной массы, м	Прицепной скрепер		Самоходный скрепер
	Число скреперов при вместимости ковша, м^3		
	до 6	7—8	8—15
100	2	2	—
250	4	3	2
500	5	4	3
700	—	6	4
1000 и более	—	—	6

Применение рыхлителей и толкачей повышает производительность скреперов, улучшает условия эксплуатации тракторов (тягачей).

Целесообразность применения рыхлителей определяют по наибольшей длине полного заполнения ковша. Рекомендуемые значения этого показателя следующие:

Вместимость ковша, м³	3	4,5	6	7	8	10	15
Длина заполнения, м . . .	14	15	18	20	22	26	38

Когда длина заполнения скрепера больше приведенных значений, рекомендуется использовать рыхлители и толкачи.

Колесные скреперы обеспечивают высокие показатели работ:

- при разработке полностью или частично рыхлых пород; плотные породы перед выемкой должны разрыхляться;
- влажность пород не должна превышать 15—20 %;
- содержание валунов в породе должно быть небольшим;
- подъем пути движения скреперов не должен превышать указанного в табл. 13.6;
- расстояние доставки пород в отвалы или к транспортным устройствам не должно превышать целесообразного.

Таблица 13.6

Допустимые предельные уклоны, преодолеваемые скреперами

Агрегат	При подъеме		При спуске		Боковой	
	%	градус	%	градус	%	градус
Прицепной:						
с грузом	14—18	8—10	До 30	До 18	До 12	До 7
порожний	20—23	11—13	До 40	До 22	До 12	До 7
Самоходный:						
с грузом и порожний	12—15	7—8	До 27	До 15	До 10	До 5

Дальность перемещения горной массы скреперами

Прицепной скрепер с гусеничным тягачом				
Вместимость ковша, м³	До 6	6—8,8	9—11	15
Дальность перемещения, м . .	100—350	150—550	300—800	500—1500
Самоходный скрепер				
Вместимость ковша, м³ .	—	—	До 8	15
Дальность перемещения, м . .	—	—	300—1500	До 3000

Применяют несколько схем движения скреперов в зависимости от вида выполняемых работ: эллиптическую, спиральную, «восьмеркой», по зигзагу, челночно-поперечную и челночно-продольную.

В зависимости от объема работ рекомендуется применять колесные скреперы с ковшами следующей вместимости:

Объем земляных работ, тыс м³/мес.	До 10	10—20	20—30	30—60	60—100	100—150	Более 150
Вместимость ковша, м³	4,5—6	6—7	7—8	8—10	10—15	15—25	25—30

Эксплуатационная производительность колесных скреперов, м³/ч, определяется по формуле

$$Q_{эксп} = \frac{k_р V}{k_н t} k_{ис},$$

где $k_р = 1,5 \div 1,6$ — коэффициент разрыхления породы; V — вместимость ковша скрепера, м³; $k_н = 0,5 \div 0,2$ — коэффициент наполнения ковша скрепера; t — продолжительность рабочего цикла скрепера;

$$t = t_з + t_{гр.х} + t_{раз} + t_{пор};$$

$t_з$ — продолжительность загрузки ковша скрепера; $t_{гр.х}$ — продолжительность грузового хода скрепера; $t_{раз}$ — продолжительность разгрузки ковша скрепера; $t_{пор}$ — продолжительность порожнякового хода скрепера; $k_{ис}$ — коэффициент использования скрепера в течение смены (при двухсменном режиме $k_{ис} = 0,85$; при трехсменном $k_{ис} = 0,7$).

В табл. 13.7 приведена рекомендуемая толщина стружки при работе скреперов, а в табл. 13.8 — коэффициент наполнения ковша скрепера.

Таблица 13.7

Толщина стружки, м, при работе скреперов в разных условиях

Вместимость ковша, м³	Мощность, кВт		Песок	Супесь	Суглинок	Глина
	тягача	толкача				
6	75	60—65	0,2/0,3	0,15/—	0,12/0,2	0,09/0,14
10	100	75	—/0,3	0,2/—	0,18/0,25	0,14/0,18
15	175	75	—/0,35	0,25/—	0,21/0,3	0,16/0,22

Примечание. В числителе — без толкача, в знаменателе — с толкачом.

Таблица 13.8

Коэффициент наполнения ковша скрепера

Условия работы	Сухой рыхлый песок	Супесь и средний суглинок	Тяжелый суглинок и глина
Без толкача	0,5—0,7	0,8—0,95	0,65—0,75
С толкачом	0,8—1	1—1,2	0,9—1,2
Скреперным тандемом	0,85—1,05	0,95—1,15	0,85—1,2

Расчетные показатели работы колесных скреперов и сроки службы бульдозеров, рыхлителей и скреперов приведены в табл. 13.9 и 13.10.

Таблица 13.9

Расчетные показатели работы колесных скреперов*

Показатели	Прицепные с гусеничными тракторами класса, кН***			Самоходные с ковшами вместимостью, м³	
	100	150	250	10—15	25
Продолжительность, с:					
загрузки	80/104	98/127	116/150	82/106	89/115
разгрузки	20/22	23/26	32/35	44/49	50/56
Скорость движения, м/с:					
при загрузке	0,95/0,88	0,76/0,7	0,89/0,82	0,89/0,8	0,94/0,85
при грузовом режиме**	1,45	1,36	0,82	1,47	1,8
при загрузке и в холостом режиме	1,63	1,84	1,95	2,33	2,45

*В числителе — для пород категории I; в знаменателе — для пород категории II.
**Для дальности транспортирования самоходными скреперами 300 м.
***Тракторы характеризуются тяговым классом, кН, т.е. максимальной свободной силой тяги на крюке без установленного навесного оборудования.

Таблица 13.10

Сроки службы бульдозеров, рыхлителей и скреперов

Машины	Срок службы, лет
Бульдозеры мощностью, кВт:	
< 55	7
55—135	8
> 135	9
Скреперы с ковшом вместимостью, м³	
3—15	7
> 15	10
Рыхлители на базе гусеничных и колесных тракторов	6
Тракторы гусеничные тяговых классов, кН:	
30—40	7
60 и более	8
Тракторы колесные тяговых классов, кН:	
30	7
> 30	8

13.1.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Проектирование взрывных работ следует проводить в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и Типовой инструкцией по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности. Проект открытых горных работ должен содержать утвержденный в установленном порядке типовой проект производства взрывных работ. В нем приводят:

• краткую геологическую и инженерно-геологическую характеристику пород месторождения;

• гидрогеологические условия производства горных работ;

• оценку пород по взрываемости;

• характеристики применяемых буровых станков;

• характеристики взрывчатых веществ (ВВ);

• конструкцию зарядов;

• параметры расположения скважин на уступах;

• расчетные показатели взрыва (масса взрываемого ВВ, масса одного заряда, число зарядов, удельный расход ВВ, при использовании скважинных зарядов — выход горной массы с 1 м скважины, вместимость 1 пог. м скважины, величина забойки, перебура и др.);

• схемы взрывной сети и интервалы замедления;

• расчеты зарядов ВВ, сейсмически безопасных расстояний, безопасных расстояний по разлету кусков взорванной горной массы, по действию ударной воздушной волны (УВВ);

• организацию ведения взрывных работ и мероприятия по обеспечению безопасности производства работ.

На каждый взрыв, планируемый в период эксплуатации, на основе типового проекта необходимо разрабатывать проект массового взрыва.

Все параметры взрывных работ определяют, чтобы обеспечить:

• заданный гранулометрический состав взорванных горных пород, включая, при необходимости, избирательное дробление пород различной трудности разрушения;

• сохранение качества и сортности взорванного полезного ископаемого;

• получение заданных отметок площадок и углов откоса;

• заданные размеры и форму развала взорванных пород;

• необходимый объем взорванных пород;

• требуемую дальность и направление перемещения пород, особенно при сбросе в выработанное пространство;

• минимальное сейсмическое воздействие взрыва на сооружения и на породный массив вблизи конечных контуров карьера;

• допустимые объемы пылевых и газовых выбросов в атмосферу;

• безопасность и эффективность проведения дальнейших технологических процессов.

Исходными для проектирования взрывных работ являются:

• физико-механические свойства пород;

• удельная трещиноватость массивов (размеры отдельности), их однородность и перемежаемость в пределах взрываемого блока, степень их обводненности, а также перечисленные технологические требования.

При расчете параметров взрывных работ необходимо учитывать не только прочностные и структурные свойства горных пород — удельную трещиноватость и взрываемость, но и планируемый характер действия заряда (нормального, усиленного или уменьшенного действия).

Удельную трещиноватость характеризуют числом открытых трещин всех систем, приходящихся на единицу длины прямой, проведенной в произвольном направлении. Величина, обратная удельной трещиноватости, дает среднее рас-

стояние между трещинами, которое численно принимают равным среднему диаметру естественной отдельности. Содержание крупных или мелких отдельностей в массиве до взрыва обычно выражают в процентах к его объему.

Средний объем крупных отдельностей, слагающих массив, зависит от типа трещиноватости массива: чем больше содержание в массиве крупных отдельностей, тем больше их средний объем. Все породы по степени трещиноватости или содержанию в массиве крупных отдельностей условно разделены на пять категорий (табл 13.11).

Для каждой категории пород по трещиноватости можно выбрать рациональный диаметр зарядов ВВ, параметры их расположения, схему взрывания, удельный расход и тип ВВ. Поэтому при проектировании целесообразно составлять карту трещиноватости. Такая карта позволит более обоснованно выбирать технологию буровых и взрывных работ и расчитывать их параметры.

Таблица 13.11

Временная классификация пород по трещиноватости Межведомственной комиссии по взрывному делу (МКВД)

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности массива)	Удельная трещиноватость, $м^{-1}$	Средний диаметр отдельностей, м	Среднее содержание, %, в массиве отдельностей размером, мм					
				+300	+500	+700	+1000	+1500	+2000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	> 10	> 0,1	До 10	До 5	≈ 0	Нет	Нет	Нет
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	2—10	0,1—0,5	10—70	5—40	До 30	До 5	≈ 0	Нет
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	1—2	0,5—1	70—100	40—100	80—100	40—100	10—50	≈ 0
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1—0,65	1—1,5	100	100	80—100	40—100	10—50	До 10
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	< 0,65	> 1,5	100	100	100	100	> 50	> 10

При проектировании степень трещиноватости пород и их категория могут быть приняты по данным геологоразведочных работ — по керну горных пород, в соответствии с которым упрощенно категория трещиноватости может быть определена по выражению

$$l_{тр} = l/n,$$

где l — длина керна, м; n — число разделений керна по естественным трещинам.

Оценка пород по взрываемости, основанная на учете их прочностных и структурных свойств, приведена в табл. 13.12.

Классификация зарядов по результатам их действия следующая:

1) заряд нормального действия

$$n_в = r / W_{ЛНС} = 1;$$

2) заряд усиленного действия

$$n_в = r / W_{ЛНС} > 1;$$

3) заряд уменьшенного действия

$$n_в = r / W_{ЛНС} < 1,$$

где $n_в$ — показатель действия взрыва; r — радиус воронки взрыва, м; $W_{ЛНС}$ — линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м.

Таблица 13.12

Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категории (классы по взрываемости)	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м³	Расстояние между естественными трещинами всех систем в массиве, м	Содержание в массиве отдельностей, %, размером	
			> 500 мм	> 1500 мм
I	0,12—0,18	< 0,1	0—2	0
II	0,18—0,27	0,05—0,25	2—16	0
III	0,27—0,38	0,2—0,5	10—52	0—1
IV	0,38—0,52	0,45—0,75	45—80	0—24
V	0,52—0,68	0,7—1	75—98	2—15
VI	0,68—0,88	0,95—1,25	96—100	10—30
VII	0,88—1,1	1,2—1,5	100	25—17
VIII	1,1—1,37	1,45—1,7	100	43—63
IX	1,37—1,68	1,65—1,9	100	58—78
X	1,68—2,03	1,85	100	75—100

Окончание табл. 13.12

Категории (классы по взрываемости)	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Плотность пород, кг/м³	Примерные категории (группы) пород		
			по М.М. Протодьяконову	по Единой шкале буримости	по СНиПу
I	10—30	1400—2000	VII—VI	V—VIII	III—V
II	20—45	1750—2350	VI—V	VII—X	V—VI
III	30—65	2250—2550	V—IV	IX—XII	VI—VII
IV	50—80	2500—2800	IV—III	XI—XIII	VII—VIII
V	70—120	2750—2900	III	XIII—XV	VIII—IX
VI	110—160	2850—3000	III—II	XIV—XVI	IX—X
VII	145—205	2950—3200	II—I	XXV—XVIII	X
VIII	195—250	3150—3400	I	XVII—XX	X—XI
IX	235—300	3350—3600	I	XIX—XX	X—XII
X	285 и более	> 3500	I	XX	XI

Проектирование гранулометрического состава взорванных пород. При взрывном разрушении пород можно направленно, подбирая параметры взрывных работ, получать необходимый гранулометрический состав взорванных пород. Технологически важнее оценивать качество взрывания не только этим показателем, но и объемом, числом (в том числе на 1 м^3 горной массы), гранулометрическим составом негабаритных кусков, выходом мелких кусков и средним размером куска.

Взорванные породы любой кусковатости могут быть связными, связно-сыпучими или сыпучими.

Максимально допустимый размер кусков (максимальный размер кондиционного куша), м, устанавливают по следующим технологическим требованиям:

- по вместимости E, м^3, ковша экскаватора

$$l_к \le (0{,}7 \div 0{,}8)\sqrt[3]{E}.$$

Это выражение справедливо при E до 10 м^3. Максимально допустимый размер куска может быть принят по следующим данным:

E, м^3	1	2	3	4	6	8	10—20
Допустимый максимальный размер куска $l_к$, м	0,75	0,9	1	1,1	1,3	1,5	1,6

- по вместимости $V_{т.с}$, м^3, транспортного сосуда

$$l_к \le 0{,}5\sqrt[3]{V_{т.с}};$$

- по меньшему размеру приемного отверстия $A_д$, м, бункера или дробильной установки

$$l_к \le (0{,}75 \div 0{,}85)\,A_д;$$

в зависимости от типа дробилки значения величины $l_к$ следующие:

Тип конусной дробилки . . .	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500
$l_к$, м . . .	0,4	0,75	1	1,2
Ширина приемного отверстия щековой дробилки, мм	1200 × 900	1500 × 1200	2100 × 1500	2100 × 1500
$l_к$, м . . .	0,7	1	1,2	1,2

При взрывании пород I—II категорий по классификации МКВД для расчетов можно принимать $l_к = 0{,}5$ м, для пород III категории $l_к = 1{,}0$ м, для пород IV—V категорий $l_к = 1{,}25$ м;

- по ширине $B_к$, м, ленты конвейера

$$l_к \le 0{,}5B_к - 0{,}1.$$

Куски взорванной породы, не удовлетворяющие этим требованиям, исходя из намечаемых к применению технических средств, считаются негабаритными. Они подлежат вторичному дроблению. Выход негабарита при первичном взрывании следует принимать не более 5 % содержания его в массиве.

Таким образом, при проектировании кусковатости взорванных пород необходимо определить их требуемую крупность по технологическим соображениям и рассчитать необходимый для этого удельный расход ВВ.

Методы взрывных работ на карьерах. Выбор метода взрывных работ заключается в определении положения заряда ВВ по отношению к разрушаемому массиву пород, формы и пространственного расположения зарядов ВВ.

По положению заряд ВВ может быть наружным (накладным), размещаемым на взрываемом объекте, и внутренним — помещаемым внутри взрываемого объекта (в шпуре, скважине или камере).

Метод скважинных зарядов при ведении взрывных работ на карьерах является основным. Для размещения заряда применяют вертикальные и наклонные скважины диаметром 100—320 мм, расширяемые на железорудных карьерах огневым способом до 400—500 мм, глубиной 5—20 м и более.

Метод шпуровых зарядов. Для размещения применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Этот метод взрывания применяют на карьерах производительностью до 100—300 тыс. $м^3$/год, а на крупных — для вспомогательных работ.

Разновидностью методов скважинных и шпуровых зарядов является метод **контурного взрывания**, который применяют, чтобы уменьшить нарушения массива горных пород за пределами проектного контура, получить более крутые и устойчивые откосы уступов и выемок, увеличить устойчивость законтурного массива. В основном применяют два метода контурного взрывания: *предварительного щелеобразования* и *завершающего контурного взрыва*.

При применении **метода котловых шпуровых и котловых скважинных зарядов** для размещения в нижней части шпуров и скважин большой массы ВВ их предварительно простреливают небольшими зарядами. Метод применяют редко из-за его ненадежности.

Метод камерных зарядов предусматривает размещение сосредоточенных зарядов большой массы (от нескольких до тысяч тонн ВВ) в камерах. Метод применяют весьма редко: при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа, а также при взрывании на выброс и сброс, в основном в гидротехническом строительстве.

Метод малокамерных зарядов (рукавов) — заряды размещают в горизонтальных углублениях сечением до 30 × 30 см, глубиной до 3 м для взрывания небольших уступов. Применяют редко на карьерах небольшой производительности.

Метод наружных (накладных) зарядов — заряды укладывают на разрушаемые объекты (крупные куски породы, козырьки уступов и т.д.).

Расчет зарядов ВВ

В соответствии с «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности» под расчетом зарядов ВВ понимают определение всех параметров (диаметр, масса, расчетный удельный расход ВВ, форма, глубина заложения и взаимное расположение зарядов, перебур, длина забойки и т.п.).

При проектировании взрывных работ можно предусматривать использование различных методов их ведения.

Расчет параметров скважинных зарядов. Расположение скважин на уступах характеризуется следующими величинами (рис. 13.1): диаметр скважины d, мм; высота уступа h, м; линия сопротивления по подошве (СПП) W, м; расстояние

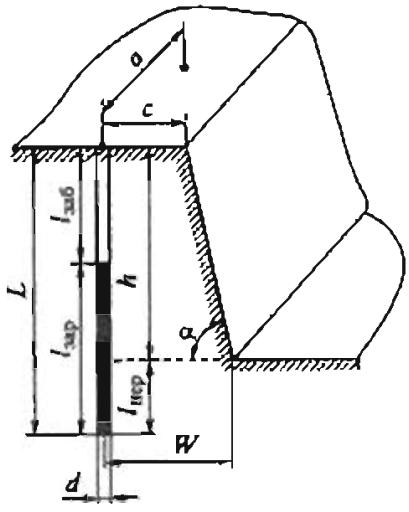


Рис. 13.1. Схема расположения скважинного заряда на уступе:

условные обозначения см. в тексте

между скважинами в ряду a, м; безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа c, м; длины соответственно заряда, забойки и перебура $l_{зар}$, $l_{заб}$ и $l_{пер}$, м; длина (глубина) скважины L, м; угол откоса уступа α, градус; расчетный удельный расход взрывчатого вещества $q_р$, кг/м^3, вместимость ВВ в 1 м скважины (погонная масса заряда) p, кг/м.

Определение диаметра зарядов. Диаметр заряда, при котором обеспечивается нормальное разрушение массива на уровне нижней площадки уступа, определяют по равенству минимального (безопасного) W_{min} и предельно преодолеваемого сопротивления по подошве $W_{пр}$:

$$W_{min} = W_{пр}.$$

По условиям безопасности выполнения буровых работ

$$W_{min} = h \operatorname{ctg} \alpha + c; \quad c = 2{,}5 \div 3 \text{ м}.$$

Для одиночного скважинного заряда

$$W_{пр} = 53 K_т d \sqrt{\frac{\gamma_{вв}}{K_{вв} \gamma}},$$

с учетом взаимодействия зарядов

$$W_{пр} = 53 K_т d \sqrt{\frac{\gamma_{вв}}{K_{вв} \gamma}} (1{,}6 - 0{,}5m),$$

где $K_т$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива: для пород I—II категорий трещиноватости по МКВД $K_т = 1{,}2$; для пород III категории $K_т = 1{,}1$; для пород IV—V категорий $K_т = 1{,}0$; $K_{вв}$ — коэффициент, учитывающий относительную работоспособность ВВ (см. табл. 13.18); γ — плотность породы, кг/м^3; m — коэффициент сближения скважин, $m \leq 1{,}2$.

Принимая $m = 1$,

$$d = \frac{h \operatorname{ctg} \alpha + c}{53 K_т} \sqrt{\frac{K_{вв} \gamma}{\gamma_{вв}}}.$$

При определении диаметра скважин необходимо учитывать крепость и трещиноватость пород и допустимый размер кусков (табл. 13.13), производительность и надежность буровых станков. В тех случаях, когда диаметр не лимитируется с позиций соответствия числа станков производительности карьера по горной массе, предпочтение может быть отдано станкам шарошечного бурения. На карьерах с годовой производительностью 3—10 млн м^3 в породах средней крепости ($f = 10 \div 14$) при категории пород по трещиноватости III—IV эффективны станки СБШ-250МНА, в более слабых породах — 2СБШ-200Н, а на крупных карьерах (> 10 млн м^3) в крепких породах — станки СБШ-320 с диаметром долота 320 мм.

Таблица 13.13

Рекомендуемые параметры взрывания для пород различной трещиноватости

Блочность массива (категория трещиноватости)	Соотношение размеров максимальной отдельности и кондиционного куска	Требуемое воздействие взрыва на массив	Диаметр заряда, мм
Мелкоблочный (I—II)	1	Разделение отдельностей практически без их дробления	250—320
Среднеблочный (III)	1—2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	190—250
Крупноблочный (IV—V)	2	Интенсивное дробление крупных отдельностей	150 и меньше

В породах I—II категорий диаметр заряда следует принимать возможно большим — 270—360 мм.

При отбойке железистых кварцитов можно предусматривать применение огневого расширения заряжаемой части скважин до диаметра 400—500 мм, что при высоких удельных расходах ВВ (1,5—2 кг/м^3) обеспечивает интенсивное дробление массивов вследствие их хрупкости, развитой слоистости и трещиноватости.

В исключительно крупноблочных породах V категории, а также в породах IV категории при взрывании сложноструктурных, неоднородных массивов, при взрывании на узких рабочих площадках следует применять скважинные заряды уменьшенного диаметра 150—200 мм.

Зарубежный опыт свидетельствует о высокой эффективности применения в крупноблочных массивах скважин диаметром от 90 до 125 мм. Для бурения таких скважин можно использовать станки с выносными гидроударниками и с погружными пневмоударниками.

Определение расчетного удельного расхода ВВ. Для каждой породы по категории трещиноватости и коэффициенту крепости f с учетом типа ВВ, отличающегося от граммонита 79/21, и поправки на размер кондиционного куска устанавливают расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3

$$q_p = 0{,}13\gamma\sqrt[4]{f}\,(0{,}6 + 3{,}3 d_{\text{скв}} d_o)\left(\frac{0{,}5}{d_к}\right)^{0{,}4} k_{ВВ},$$

где d_o — средний размер отдельности в массиве, м; $d_{скв}$ — диаметр заряда, м; 3,3 м/м^2 — коэффициент; γ — плотность пород, кг/м^3; $k_{ВВ}$ — коэффициент перехода от стандартного ВВ граммонита 79/21 к используемому ВВ (коэффициент относительной работоспособности ВВ) (принимается по табл. 13.18).

Расчет по данной формуле должен обеспечить при равномерном размещении ВВ в массиве выход негабарита до 3 %. Практически, при применении скважинных зарядов, выход негабаритных кусков, особенно в трудновзрываемых породах, достигает 10 % и более. Расчет количества негабаритных кусков при взрыве приведен в подразделе «Взрывные способы вторичного дробления негабарита».

Удельный расход ВВ при диаметре зарядов 200—250 мм можно рассчитать также по выражению

$$q_р = q_{эт} f k_1 \gamma / 2{,}6,$$

где $q_{эт}$ — эталонный расход граммонита 79/21 при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м^3 (табл. 13.14); k_1 — поправочный коэффициент, учитывающий степень дробления; 2,6 кг/м^3 — принятая стандартная плотность разрушаемой породы.

Таблица 13.14

Эталонный расход граммонита 79/21 для пород разных крепости и трещиноватости

Категория массивов горных пород по степени трещиноватости	Эталонный расход граммонита 79/21, кг/м^3, при крепости пород f		
	2—5	6—10	11—20
I	0,3	0,35	0,45
II	0,4	0,5	0,6
III	0,65	0,75	0,9
IV	0,85	1	1,2
V	1	1,2	1,4

Расчетный удельный расход ВВ типа аммонита 6ЖВ (граммонита 79/21) для зарядов рыхления и выброса можно принимать в соответствии с табл. 13.15, а значения поправочного коэффициента при применении других ВВ — по табл. 13.18.

Поправочный коэффициент на кондиционный (допустимый) размер кусков можно принимать по следующим данным:

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_2	1,3	1	0,85	0,75	0,7	0,65

Для высоты уступа 12—15 м, типа ВВ — граммонит 79/21, диагональной схемы короткозамедленного взрывания (КЗВ), размера кондиционного куска 500 мм и диаметра скважин 243 мм расчетный удельный расход ВВ приведен в табл. 13.16.

При многорядном расположении скважин удельный расход ВВ во втором и последующих рядах в породах I—III категорий трещиноватости по МКВД увеличивается на 5—10 %, а в породах IV—V категорий — на 10—15 %.

Выбор типа ВВ

Тип ВВ выбирают исходя из прочностных и структурных характеристик пород массива, их обводненности, доступного ассортимента и стоимости взрывчатых материалов, условий их транспортирования и хранения.

Таблица 13.15

Расчетный удельный расход взрывчатого вещества аммонита 6ЖВ (граммонита 79/21)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП—82	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Средняя плотность породы, кг/м³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м³	
				для зарядов рыхления $q_{1р}$	для зарядов выброса $q_{1в}$
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I—II	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1—1,4
Лёсс	III—IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV—V	0,8—1	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V—VI	1,5—2	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	1—1,5	1900	0,3—0,4	1—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV—VI	2,3—3	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый мергель	VI—VII	3—6	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII—VIII	5—6	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	6—8	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VII—X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IV—XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2—2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в табл. 13.15 значения $q_{1р}$ и $q_{1в}$ следует умножить на поправочный коэффициент $k_{ВВ}$, принимаемый по табл. 13.18.

Таблица 13.16

Удельный расход ВВ при высоте уступа 12—15 м и d = 243 мм

Блочность массива (категории трещиноватости)	Удельный расход граммонита 79/21		Энергия ВВ	Схема КЗВ
	оценка	кг/м³		
Мелкоблочный (I—II)	Средний	0,6	Пониженная	Порядковая
Среднеблочный (III)	Средний и повышенный	0,6—1	Средняя	Врубовая и диагональная с увеличенным $m \approx aW$
Крупноблочный (IV—V)	Высокий	> 1	Средняя и повышенная	То же

Примечание. m — относительное расстояние между скважинами; a — расстояние между скважинами в ряду, м; W — линия сопротивления по подошве, м.

При выборе ВВ для открытых горных работ целесообразно ориентироваться на использование бестротиловых ВВ, изготавливаемых в непосредственной близости от горных предприятий на стационарных пунктах или специальных транспортно-смесительно-зарядных машинах.

В таких ВВ используются невзрывчатые компоненты (аммиачная (натриевая) селитра, соляровое масло, угольный порошок и др.), что значительно упрощает их доставку, хранение и обращение с ними.

Стоимость таких ВВ в 1,5—2 раза ниже по сравнению с ВВ заводского изготовления. Одновременно, примерно в 5 раз снижается объем перевозок взрывоопасных грузов, обеспечивается беспрепятственная возможность механизации заряжания скважин и т.д.

Наряду с этими ВВ, особенно в трудновзрываемых обводненных породах, следует использовать и более дорогостоящие гранулированные тротилосодержащие ВВ заводского изготовления.

В табл. 13.17 приведены рекомендуемые области применения ВВ, а в табл. 13.18 их характеристики.

Расчет линии сопротивления по подошве. Величина максимально преодолеваемого сопротивления по подошве уступа (СПП) рассчитывается по выражению

$$W_{пр} = \frac{\sqrt{0{,}56p^2 + 4q_p phL} - 0{,}75}{2q_p h}, \text{ м}, \qquad (13.1)$$

где L — глубина скважины, м;

или по упрощенной формуле, рекомендуемой «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности» (для одиночной скважины)

$$W_{сп} = 0{,}9\sqrt{\frac{p}{q_p m}}, \text{ м}, \qquad (13.2)$$

где m — коэффициент сближения скважин. Для расчета принимают $m = 1$.

Таблица 13.17

Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия размещения зарядов	Породы		
	Слабые	Средней крепости	Крепкие и весьма крепкие
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулиты УП	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммонит 79/21 Гранулит АС-4 Игданит Гранулиты УП	Акватолы Карбатол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Граммониты 50/50, 30/70 Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50, 30/70 Гранулотол Алюмотол Порэмиты и сибириты металлизированные
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватолы Граммонит 30/70 Гранулотол Порэмиты Сибириты	Акватолы Алюмотол Гранулотол Ифзаниты Граммонит 30/70 Порэмиты Сибириты	Акватолы Алюмотол Гранулотол Граммонит 30/70 Порэмиты и сибириты металлизированные
Камеры сухие и осушенные	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Гранулиты УП	Гранулит М Игданит Гранулит Ас-4 Граммонит 79/21	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М Гранулиты УП
Шпуры в сухих забоях	Игданит Гранулиты АС-4, М	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Шпуры в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)

С учетом взаимодействия зарядов

$$W_{пр} = W_{сл}(0{,}6 - 0{,}5m),$$

где m — относительное расстояние между скважинами.

Формулы для определения $W_{сл}$ справедливы при $m \leq 1{,}2$.

Значение предельного СПП, преодолеваемого одиночной скважиной, должно быть $W_{сл} > W_{min}$ Практически значения W принимают в пределах (25?35)$d_{зар}$; меньшие значения относятся к трудновзрываемым породам.

Величина расчетной СПП не должна быть меньше W_{min}:

$$W_р \geq W_{min}.$$

Таблица 13.18

Характеристики взрывчатых веществ, применяемых на открытых горных работах

Условие размещения ВВ	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Рекомендуемые ВВ					
		Заводского изготовления	Плотность ВВ, кг/м³	$k_{вв}$	Изготавливаемые на местах ведения взрывных работ	Плотность ВВ, кг/м³	$k_{вв}$
Сухие скважины	До 12	Гранулит М	800—900	0,98—1,13	Гранулит игданит	800—900	0,89—1,13
		Гранулит АС-4	800—900	0,98—1,13	Гранулит игданит П	800—900	0,89—1,13
		Гранулит АС-4В	800—900	0,98—1,13	Гранулит УП-1	800—900	0,89—1,13
		Граммонит 82/18	900—1000	1,0	Гранулит УП-2	800—900	0,89—1,13
		Граммонит 79/21	900—1000	1,0	Гранулит ПС-1, ПС-2	800—900	0,89—1,13
		Гранулит С-6М	800—1000	1,3	Гранулит Д-5	800—900	0,89—1,13
	Более 12	Аммонит 6ЖВ	900—1200 (п)	1,0	Акватол Т-20	1350—1400	1,06
		Гранулит АС-8	800—900	~1,0	Ифзанит Т-20	1250—1300	1,2
		Гранулит АС-8В	800—900	~1,0	Карбатол ГЛ-10	1500—1600	0,79
		Граммонит 50/50	900—1000	~1,0	Порэмит 1,1А	1200—1350	~1,2
Обводненные скважины	До 12	Гранипор ФМ; БП-1	800—900	1,15	Сибирит 1200	1250	~1,2
		Граммонит РЗ-30ПР	800—900	1,0	Акватол Т-10МС; Т-10ВИ	1500	~1,2
		Граммонит 79/21 ПР	800—900	1,0	Акванал (Ипконит)	1500—1580	~1,2
		Граммонит 82/18 ПР	800—900	1,0	Гранэмит И-70	1250—1350	~1,2
	Более 12	Гранулотол	900—1000	1,2	Акватол Т-20ГК; Т-20М	1250—1300	0,95—1,2
		Алюмотол	900—1000	0,83	Ифзанит Т-20; Т-60; Т-80	1250—1300	1,08—1,2
		Граммонит 30/70	900—1000	1,14	Порэмит 1, 1А	1200—1300	~1,2
		Гранулит АС-8ПР	900—1000	0,89	Сибирит 1000; 1200 Гранэмиты И-30; И-50	1000—1250 1250—1350	~1,2 ~1,2

Примечания. 1. Возможно использование других ВВ, допущенных Ростехнадзором к постоянному применению на открытых горных работах.
2. 1200 (п) — плотность патронированного аммонита 6ЖВ.

Когда невозможно соблюдение данного условия или когда фактическое значение СПП больше $W_{пр}$, рекомендуется:

- увеличить диаметр скважин первого ряда;
- применить наклонное бурение.

Тогда

$$W'_{пр} = \frac{1}{\sin\beta} W_{р}, \text{ м},$$

где β — угол наклона скважин к горизонту, градус.

В случае, если нет возможности увеличить диаметр скважин или применить наклонное бурение, в первом ряду бурят парносближенные скважины на расстоянии одна от другой $a_1 = (4 \div 6)d$. В этом случае максимально преодолеваемая СПП и расстояние между парами скважин в ряду возрастают в 1,4 раза:

$$W_{пс} = 0{,}9\sqrt{\frac{2p}{q_р}} = \sqrt{2W_{пр}} = 1{,}4W_{пр},$$

$$a_{пс} = \sqrt{2a} = 1{,}4a.$$

Здесь $a_{пс}$ — расстояние между парносближенными скважинами, м.

Расчет по формулам (13.1) и (13.2) справедлив для условий, когда $W \leq 0{,}8h$.

При взрывании невысоких уступов величину СПП принимают

$$W_{пр} = (0{,}6 \div 0{,}8)h.$$

В тех случаях, когда заряд в скважине близок к сосредоточенному, величина СПП может быть увеличена:

$$W_{пр} = (0{,}9 \div 1{,}0)h, \text{ м}.$$

Выбор схемы расположения скважинных зарядов. Отбойку горной массы следует предусматривать преимущественно вертикальными и наклонными скважинными зарядами диаметром 100—320 мм, шпуровыми зарядами диаметром до 75 мм и в исключительных случаях — камерными зарядами.

При отбойке скважинными зарядами применяют следующие схемы расположения вертикальных (рис. 13.2, *а*) и наклонных (рис. 13.2, *б*) скважин во взрываемом массиве: *1—3* — однорядное расположение вертикальных и *11—12* — наклонных скважин; *5*, *8*, *10* — с расширением вертикальных скважин на участке расположения заряда или *3* — котловое; *4*, *5*, *13* — многорядное одноуступное и *6*, *14* — с подпорной стенкой для вертикальных и наклонных скважин; *7*, *15* — каскадное и *9*, *16* — многоуступное расположение вертикальных и наклонных скважин. Эти схемы могут быть использованы при открытой поверхности откоса уступа или при отбойке на подпорную стенку из ранее взорванной породы.

Кроме того, применяется размещение зарядов в горизонтальных скважинах, которые бурят с рабочих площадок. Применение этого способа особенно эффективно на слоистых уступах, где твердые породные прослойки располагаются непосредственно над пластом полезного ископаемого, а покрывающие породы характеризуются средней крепостью.

При применении мощной горно-транспортной техники с большими линейными рабочими параметрами и при бестранспортной технологии разработки

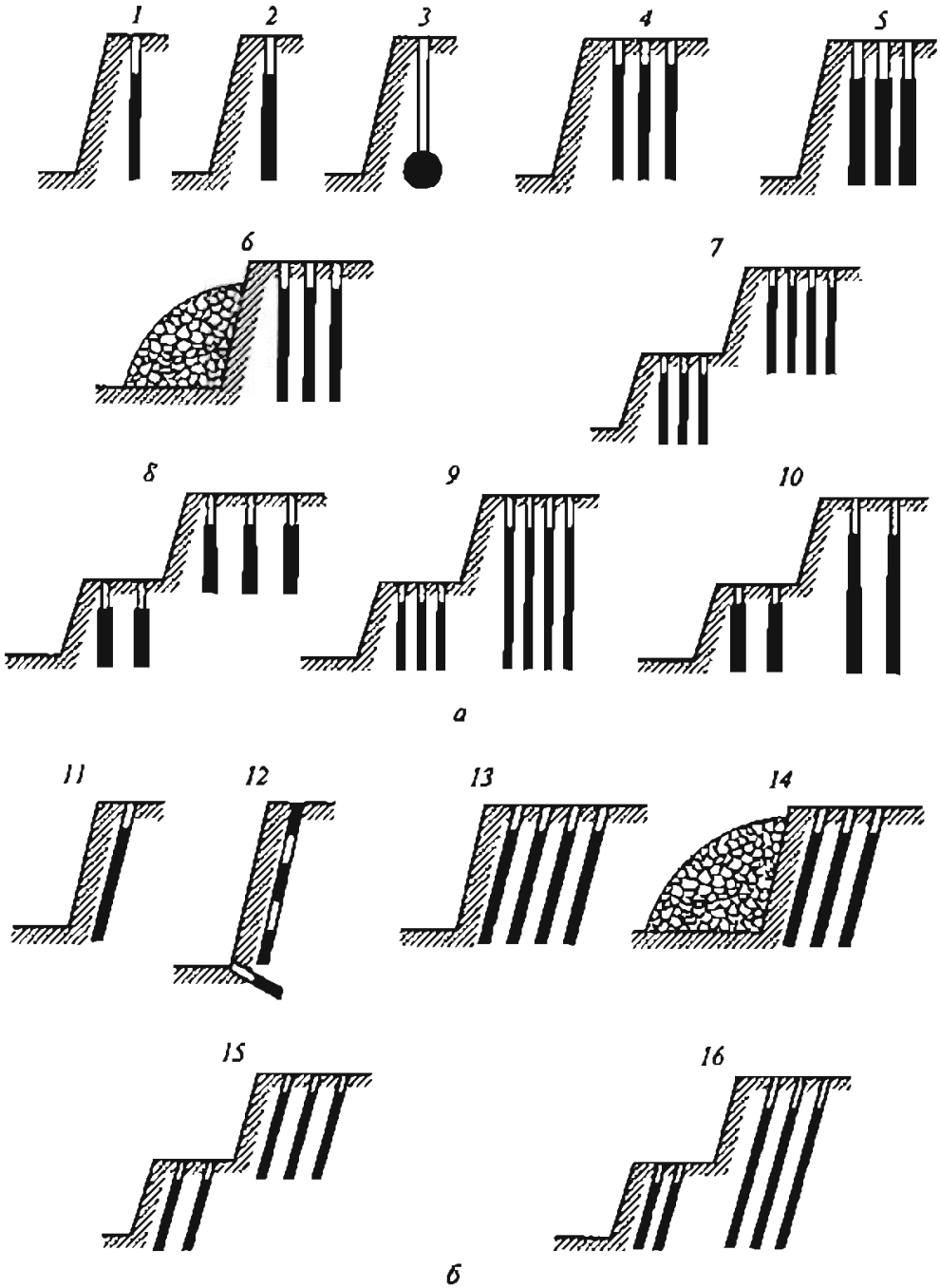


Рис. 13.2 Типичные схемы расположения вертикальных и наклонных скважинных зарядов

драглайнами значительное распространение получают уступы высотой 25—50 м, для чего требуется бурение наклонных скважин глубиной до 50—60 м.

Схемы расположения скважин выбирают исходя из свойств взрываемых пород, производительности карьера, элементов системы разработки и применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Проектная схема расположения скважин должна быть уточнена на основе анализа данных практики и опытных взрывов.

Рекомендуется:

• на верхних горизонтах карьеров, разрабатывающих трещиноватые породы I—III категорий трещиноватости, применять скважины диаметром 269—320 мм;

• на железорудных карьерах огневое расширение заряжаемой части скважин до 400—500 мм и увеличение за счет этого в 1,5—2 раза сетки скважин;

• увеличение удельных расходов ВВ до 1,2—1,5 кг/м^3 и более для достижения интенсивного дробления пород, ослабления прочности получаемых при взрыве кусков с целью снижения затрат энергии и материалов на их последующую переработку и улучшения показателей извлечения полезных компонентов в концентрат;

• использование схем и способов инициирования скважинных зарядов, обеспечивающих взрывное воздействие на массив в направлениях наименьшего сопротивления действию взрыва.

В связи с изменением условий работ и свойств массивов при увеличении глубины разработки при проектировании целесообразно предусматривать:

• переход на глубоких горизонтах в трудновзрываемых породах к двух- и однорядному взрыванию наклонных скважин диаметром 190—214 мм, а в дальнейшем и 150—160 мм, особенно при выходе на проектный контур бортов карьера с применением способов контурного взрывания вместо многорядного (четыре-шесть рядов) взрывания вертикальных скважин большого диаметра (250—320 мм);

• короткозамедленное каскадное взрывание, обеспечивающее максимальное снижение сейсмического действия взрыва с тем, чтобы при значительном углублении карьера объем одновременно взрываемой породы и масштабы взрывов уменьшались незначительно.

Расчет сетки скважин. Сетка скважин на уступе может быть квадратной, прямоугольной или шахматной.

Расстояние между скважинами в ряду a и расстояние между рядами скважин b принимают равными СПП:

$$a = b = W_р$$

или рассчитывают с учетом коэффициента сближения скважин m ($m = a/W$).

Меньшие значения m принимают для крепких горных пород.

Расстояние между скважинами в ряду, м,

$$a = mW_р = (0{,}8 \div 1{,}4)W_р.$$

Расстояние между рядами скважин, м

$$a = mW_р = (0{,}85 \div 1{,}0)W_р.$$

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами принимают равным $(0{,}85 \div 1{,}0)W_р$ при короткозамедленном взрывании (КЗВ) и $0{,}8W_р$ — при мгновенном взрывании и шахматном расположении скважин.

Расчет массы скважинного заряда ВВ, длины заряда, забойки и перебура. Масса заряда скважины первого ряда при $W < h$:

$$Q_{зар1} = q_р a W_р h,$$

где $aW_рh$ — объем горной породы, взрываемый одной скважиной, м^3.

Масса заряда для скважин второго и последующего рядов обычно увеличивается на 10—20 % по сравнению с $Q_{зар1}$.

Для условий $W > 0{,}8h$

$$Q_{зар} = q_р W_р^3, \text{ кг}.$$

Вместимость 1 пог. м скважины, кг/м,

$$p = \frac{\pi d^2}{4} \gamma_{ВВ},$$

где d — диаметр скважины (заряда), м; $\gamma_{ВВ}$ — плотность заряжания ВВ, кг/м^3.

Диаметр скважины принимают с учетом коэффициента разбуривания пород $k_{раз}$ в диапазоне 1,02÷1,07 диаметра бурового инструмента.

При заряжании гранулированными, водосодержащими и эмульсионными ВВ диаметры скважинных зарядов принимают равными диаметрам скважин: 110, 125, 150, 160, 190, 200, 220, 250, 270 мм.

При использовании порошкообразных ВВ типа аммонит 6ЖВ, гранулированных граммонитов, гранулитов, игданита плотность заряжания принимают равной насыпной плотности ВВ $\gamma_{ВВ}$ = 850—900 кг/м^3, для водонаполненных — до 1,6 т/м^3.

Вместимость скважин разного диаметра при насыпной плотности гранулированных ВВ, равной 0,9 т/м^3, имеет следующие значения:

Диаметр скважины, мм	300	290	250	200	180	150
Вместимость 1 м скважины, кг	63,6	59,4	44,2	22,3	18,1	15,9

При механизированном заряжании достигается более высокая плотность ВВ в зарядах. Если $Q_{зар\,min}$ меньше величины заряда, который необходимо разместить в скважине, то уменьшают расстояние между скважинами или увеличивают их диаметр.

При взрывании в траншеях обычно применяют многорядное короткозамедленное взрывание зарядов. Расчет зарядов аналогичен приведенному, но величина удельного расхода ВВ принимается большей на 20 %.

С учетом вместимости 1 пог. м скважины длина заряда ВВ, м,

$$l_{зар} = \frac{Q_{зар}}{p},$$

а длина забойки, м,

$$l_{заб} = L - l_{зар} = (h + l_{пер}) - l_{зар}.$$

Как правило, рациональная длина забойки находится в пределах, м,

$$l_{заб} = (15 \div 30) d_{зар}.$$

Расчет можно выполнить также по выражению, м,

$$l_{заб} = (0{,}6 \div 0{,}8) W_р.$$

Величина забойки должна быть не менее 1/3 глубины скважины. Если это условие не выполняется — слишком велика длина заряда ВВ, необходимо уменьшить массу заряда в скважине и одновременно уменьшить расстояние между скважинами в ряду a за счет изменения коэффициента сближения зарядов m

$$a = \frac{Q_{зар}}{q_р W_р h},$$

$$m = \frac{a}{W_р}.$$

При этом должно выполняться условие $m_{min} < m < m_{max}$, а значение m находиться в следующих диапазонах:

Тип скважин	Вертикальные	Наклонные
Породы:		
легковзрываемые	1,1÷1,2	1,2÷1,3
средневзрываемые	1,0÷1,1	1,1÷1,2
трудно- и весьма трудновзрываемые	0,85÷1,0	0,9÷1,0

Минимальное расстояние между зарядами, м, взрываемыми неодновременно (с интервалом замедления), определяют по выражению

$$a_{min} \geq 25d.$$

Для обеспечения минимальной ширины развала длину забойки увеличивают до $(0,8 \div 1,0)W$.

Ограничения, учитываемые при выборе длины заряда и его конструкции, следующие:

- для качественной проработки подошвы уступа

$$l_{заб} \geq W_р;$$

- для качественного дробления массива

$$l_{заб} \leq W_р;$$

- для исключения прорыва газов взрыва в зоне устья скважин

$$l_{заб} \geq 20d.$$

В случае, если длина забойки больше величины W, следует применять рассредоточенные заряды. Длина нижней части заряда должна составлять не менее $1,2W$. При хорошо выраженном напластовании рассредоточенные части заряда располагаются напротив наиболее трудно дробимых пластов.

Суммарная длина промежутка между нижней и верхней частями заряда должна составлять 0,17—0,35 длины всего заряда в скважине (меньшие значения относятся к более крепким породам). Промежуток заполняют забоечным материалом. Минимальная длина забойки в устье скважины в случае отбойки рассредоточенными зарядами может быть уменьшена до $0,8W$.

Глубину перебура, м, для условий $W_р < 0,8h$ принимают в пределах

$$l_{пер} = (8 \div 15)d.$$

При наличии в подошве уступа развитой системы горизонтальных трещин или прослоев мягких легковзрываемых пород глубина перебура уменьшается:

$$l_{пер} = (2 \div 3)d.$$

Перебур не следует делать при взрывании, если уступ подстилается нескальной породой.

Длину перебура можно определять также по выражению

$$l_{пер} = 0{,}5qW_р.$$

Для условий взрывания невысоких уступов ($W > 0{,}8h$)

$$l_{пер} = 0{,}2h.$$

Величину перебура не следует принимать больше 3—4 м, так как его дальнейшее увеличение не приводит к увеличению преодолеваемого СПП.

Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительном расстоянии $m = 0{,}6$ предельное значение СПП увеличивается примерно на 20 % по сравнению со взрывом одиночной скважины. При КЗВ с большим интервалом или при $m > 1{,}2$ взаимодействия зарядов и соответственно увеличения СПП не происходит.

Обычно можно принимать при вертикальных скважинах $m = 0{,}8 \div 1{,}1$, при наклонных $m = 0{,}9 \div 1{,}3$.

При диагональных схемах КЗВ значение m увеличивается до 2—3 и более. При этом скважины располагают, как правило, в шахматном порядке.

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами принимают равным $(0{,}85 \div 1{,}0)W$ при КЗВ и $0{,}85W$ — при мгновенном взрывании.

Расчет шпуровых зарядов. Метод шпуровых зарядов применяют при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности залежи полезного ископаемого, добыче крупных каменных блоков, разработке особо ценных полезных ископаемых в тех случаях, когда требуется сохранить структуру ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты. Применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром 32—70 мм и глубиной до 3—5 м.

Для лучшего отрыва породы шпуры бурят с перебуром, составляющим 10—15 % высоты уступа. Если в подошве уступа залегают более слабые породы, то шпуры бурят на глубину, равную высоте уступа. При наличии в подошве уступа глинистых или слабых прослоек шпуры недобуривают до этого слоя на 15—20 см.

Параметры шпуровых зарядов рассчитывают по следующим выражениям:

диаметр шпура, мм,

$$d = 28h\sqrt{q_р / p};$$

линия сопротивления по подошве, м,

$$W = 0{,}9\sqrt{p / q_р};$$

длина заряда, м,

$$l_{зар} = Q_{зар} / p;$$

глубина перебура, м,

$$l_{зар} = 0{,}5q_р W;$$

длина забойки, м,

$$l_{заб} = 1/3L;$$

расстояние между рядами, м,

$$b = (0{,}85 \div 1)W;$$

глубина шпура, м,

$$L = h + l_{сер}.$$

Расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрываемых с замедлениями. При огневом инициировании расстояние между шпурами в ряду

$$a = (1{,}2 \div 1{,}5)W;$$

при электрическом инициировании и с помощью ДШ

$$a = (0{,}8 \div 1{,}3)W.$$

Масса шпурового заряда

$$Q_{зар} = q_р a h W,$$

где $q_р$ — расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3; h — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м; W — линия сопротивления по подошве, м.

Для интенсивного дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа значения W не должны превышать: 20—25 диаметров заряда для крепких пород и 25—35 диаметров заряда для средних пород.

При взрывании шпуров с величиной (СПП) меньше 1 м фактический удельный расход ВВ увеличивается. Поэтому в расчетную формуле определения заряда вводят поправочный коэффициент k_W, значения которого приведены ниже:

W	1	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3
k_W	1	1,15	1,37	1,8	2,4	3,5	5,4	8,8

Размеры кусков при шпуровом взрывании обычно не превышают 0,35—0,45 м.

Расчет котловых зарядов. Расчет зарядов можно вести по уравнениям: масса, кг, заряда

$$Q_{кар} = q_р W^3_{лнс};$$

линия наименьшего сопротивления, м,

$$W_{лнс} = (0{,}6 \div 0{,}9)h;$$

расстояние между центрами зарядов в ряду, м,

$$a = (1 \div 15)W_{лнс};$$

расстояние между рядами, м,

$$b = (0{,}85 \div 1)W_{лнс};$$

дополнительный заряд, кг, помещаемый выше котлового заряда в скважине,

$$Q_{кар\,доп} = [L - (0{,}7W_{лнс} + l_{кар})]p,$$

масса прострелочного заряда, кг,

$$Q_{\text{шар.кр}} = \frac{Q_{\text{шар}}}{(П_{\text{пр}} p)^n},$$

где $П_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости. Показатель простреливаемости измеряется вместимостью котла, дм^3, на 1 кг ВВ. Для глин $П_{\text{пр}}$ = 100; для слабых известняков — 8—10, для сильных пород — 1—3; n — показатель степени, равный порядковому номеру простреливания; для последнего номера n = 1, для предпоследнего n = 2.

Расчет камерных зарядов. Камерные заряды применяют весьма редко при высоте уступа не менее 15 м.

Для камерных зарядов расчетную величину линии наименьшего сопротивления $W_{\text{лнс}}$ принимают равной 0,75—0,95 высоты уступа; расстояние между зарядами (0,8—1,4) $W_{\text{лнс}}$.

Массу камерного заряда, предназначенного для рыхления массива, определяют по формуле для сосредоточенных зарядов:

$$Q_{\text{шар}} = q_{\text{р}} k_{\text{вз}} W^3_{\text{лнс}},$$

где $q_{\text{р}}$ — расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3; $k_{\text{вз}}$ — коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов, вводят в расчет при коэффициенте сближения зарядов (относительном расстоянии между скважинами) меньше 1,25 и вычисляют по формуле

$$k_{\text{вз}} = 0{,}5\left(1 - \frac{m_{\text{в.ф}}}{m_{\text{в.р}}}\right),$$

где $m_{\text{в.ф}}$ и $m_{\text{в.р}}$ — соответственно фактический и расчетный коэффициенты сближения скважин.

Массу зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого ряда увеличивают на 15—20 % по сравнению с расчетными. Камеру располагают на уровне нижней отметки взрываемой выемки.

Ширина развала горной массы после взрыва обычно находится в пределах (1,6—2)h, а высота — в пределах (0,7—0,8)h.

Массу, кг, камерных зарядов выброса рассчитывают по формуле

$$Q_{\text{шар}} = q_{\text{х.з}} W^3_{\text{лнс}} (0{,}6 n^3_{\text{в}} + 0{,}4),$$

где $q_{\text{х.з}}$ — проектный расход ВВ при взрывах на выброс, кг/м^3 (см. табл. 13.15); $W_{\text{лнс}}$ — расстояние от центра заряда до свободной поверхности, м; $n_{\text{в}}$ — показатель действия взрыва ($n_{\text{в}}$ = 2÷3).

Формула справедлива при $W_{\text{лнс}} \leq 25$ м. При $W_{\text{лнс}} \geq 25$м при расчете $Q_{\text{шар}}$ вводится поправка:

$$Q_{\text{шар}} = q_{\text{х.з}} W^3_{\text{лнс}} \sqrt{W_{\text{лнс}} / 25} (0{,}6 n^3_{\text{в}} + 0{,}4).$$

Расстояние, м, между зарядами и рядами зарядов

$$a = 0{,}5 W_{\text{лнс}} (n_{\text{в}} + 1).$$

Ширина выемки поверху, м, получаемая при взрывании на выброс,

$$B_{\text{в}} = 2 n_{\text{в}} W_{\text{лнс}} + a (m_{\text{р.шар}} - 1),$$

где $m_{\text{р.шар}}$ — число рядов зарядов.

Ширина выемки понизу

$$B_н = a(m_{р.кр} - 1).$$

Взрыв на выброс обычно производится с двух- или односторонним размещением выброшенной породы.

При направленном одностороннем выбросе величина $n_в$ для зарядов ряда, удаленного от направления выброса, должна быть на 0,5 больше величины $n_в$ для зарядов ближайшего ряда.

Короткозамедленное взрывание зарядов. Короткозамедленное взрывание зарядов применяют для того, чтобы обеспечить:

- высокую интенсивность дробления;
- формирование развала горной массы желаемых геометрических параметров;
- минимальные разрушения в глубь массива;
- получение минимального сейсмического эффекта воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты.

Интервал замедления между взрывами в зависимости от физико-механических свойств горных пород устанавливают в пределах 20—50 мс. С увеличением

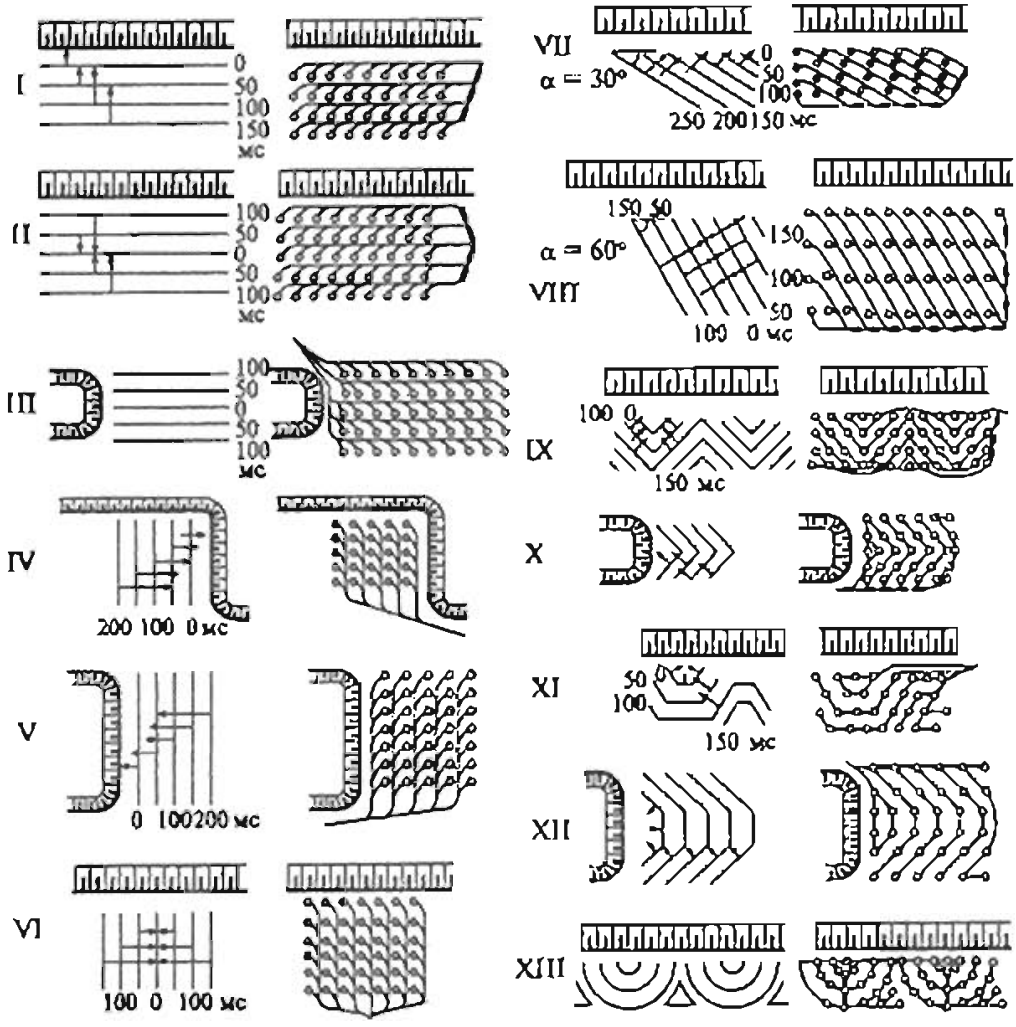


Рис 13.3. Схемы короткозамедленного взрывания:

I—VIII — прямолинейные схемы одновременно взрываемых зарядов, IX—XIII — схемы с ломаной и кривой линиями одновременно взрываемых зарядов

крепости пород интервал замедления уменьшают. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного заряда другим рекомендуется принимать не менее 28—30 их диаметров.

При многорядном расположении скважин используют разнообразные схемы (рис. 13.3, табл. 13.19), сущность которых заключается в создании взрывом первых зарядов дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу зарядов последующих взрывов, или в создании взрывом первой серии зарядов по контуру взрываемого участка массива раздробленного экрана (щели), который снижает разрушение горной породы за пределами оконтуренного участка и уменьшает сейсмическое действие взрыва, а также схлопывает трещины в массиве, обеспечивая тем самым лучшее распространение энергии и дробление при взрыве.

Таблица 13.19

Рекомендуемые предпочтительные области применения различных схем (к рис. 13.3) короткозамедленного взрывания на карьерах

Группы и варианты схем	Условия применения	Номер схемы
Продольные:		
порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы	I
порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала	II
	Траншейный забой, легковзрываемые породы	III
Поперечные:		
порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге	IV
	Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости	V
порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала	VI
Диагональные:		
порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	VII
порядные врубовые	То же	VIII
Треугольные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	IX
	Те же породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа	X

Группы и варианты схем	Условия применения	Номер схемы
Трапециевидные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	XI
	То же, но траншейный забой	XII
	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов. Трудновзрываемые горные породы	XIII

При проходке траншей эффективное дробление обеспечивают врубовые схемы — взрывом одного из рядов, как правило среднего, образуется вруб, на который и производят взрывание остальных рядов. Скважины врубового ряда бурят по сближенной сетке $a = (0{,}6 \div 0{,}7)\,W$ и перебур увеличивают на 1 м. В породах невысокой крепости скважины врубового ряда можно не сближать.

Контурное взрывание. Контурное взрывание скважин применяют для сохранения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при их выходе на проектный контур. Контурное взрывание выполняют двумя основными методами.

1. Предварительным щелеобразованием, когда по проектному контуру борта карьера или выемки заранее бурят и взрывают ряд сближенных скважин, иногда уменьшенного диаметра (60—100 мм).

2. Завершающим контурным взрыванием, когда разрушаемый объем дорабатывается до проектного контура. Скважины контурного ряда заряжают гирляндами рассредоточенных зарядов.

Для предварительного щелеобразования по проектному контуру уступа карьера или выемки бурят ряд сближенных скважин (рис. 13.4, *а*) обычно меньшего (100—160 мм), чем основные взрывные скважины, диаметра, заряжают их гирляндами из патронов диаметром 32 мм аммонита 6ЖВ, рассредоточенными или шланговыми зарядами, и взрывают до производства массового взрыва в приконтурной зоне или совместно, но с опережением на 50—100 мс. Между контурными и основными скважинами целесообразно предусматривать размещение вспомогательного (буферного) ряда скважин, того же, что и основные скважины, диаметра. Расстояние между ними в 1,4—1,6 раза меньше и заряжают их сплошным зарядом в полиэтиленовой трубе. При этом диаметр трубы принимают равным 0,7 диаметра основной скважины, а массу заряда — 50—60 % основного заряда.

Завершающим взрывом контурных скважин (рис. 13.4, *б*) массив доводят до проектного контура. При проектировании карьеров этот метод целесообразно применять при оформлении порталов тоннелей на крутых косогорах, откосов

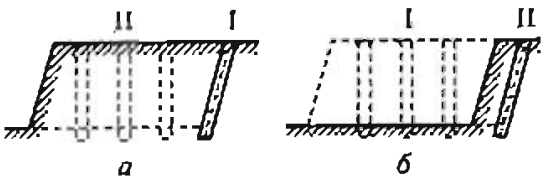


Рис. 13.4. Методы контурного взрывания:

I и II — последовательность взрывания

над дорожными полками, обрушении потенциально неустойчивых массивов, отработке горизонтальных защитных слоев.

Расстояние между зарядами должно быть $a = (4,5 \div 9)d$, где d — диаметр скважины, мм. На практике расстояние между оконтуривающими скважинами при их диаметре 100 мм и диаметре заряда 32 мм принимают 50—90 см или 16—28 диаметров заряда.

Для расчета расстояния между скважинами может быть использована формула Гидроспецстроя:

$$a = 22dk_з k_{т.у},$$

где $k_з$ — коэффициент зажима, при полном зажиме (оконтуривание котлована) $k_з = 0,25$, при оконтуривании на уступе при числе рядов скважин больше трех $k_з = 1$, при числе рядов скважин до трех $k_з = 1,1$; $k_{т.у}$ — коэффициент, учитывающий геологические условия, при отсутствии ярко выраженной трещиноватости $k_{т.у} = 1$, при угле между плоскостью господствующей системы трещин и линией оконтуривания 90° $k_{т.у} = 0,9$, при угле 20—70° $k_{т.у} = 0,85$, при совпадении плоскостей трещин с линией оконтуривания $k_{т.у} = 1,15$.

Вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м, принимают равной:

для крепких пород	0,4—0,6
для средних пород	0,2—0,3

Длину забойки принимают 2—4 м, глубину контурных скважин обычно одинаковой или на 1 м глубже скважин рыхления.

Расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления принимают равным 10—20 диаметрам зарядов рыхления.

Рекомендуемые параметры расположения зарядов при контурном взрывании приведены в табл. 13.20.

При методе завершающего контурного взрывания коэффициент сближения скважин или шпуров контурного ряда должен быть не больше 0,75. При взрывании на карьерах этот метод применяют в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе ВВ $q \leq 0,5$ кг/м³.

Таблица 13.20

Параметры расположения зарядов для метода предварительного щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ — аммонит 6ЖВ) по данным Гидроспецстроя

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
		см	число диаметров заряда
Известняк IV и VII категорий горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20—50 см в наибольшем ребре	Параллельное	90	28
То же	Под углом 30—70°	70	22
Известняк VII категории, пласты, перемятые сильнотрещиноватые	Параллельное	80	25
То же	Под углом 30—70°	70	22

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
		см	число диаметров заряда
Песчаник тонкозернистый VI категории, крупноблочный	Вертикальной трещиноватости нет	60—70	19—22
Гранит мелкозернистый X категории, трещиноватый	Господствующая система трещиноватости отсутствует	60	19
Диабаз X категории, трещиноватый, крупноблочный	Параллельное	70	22
То же	Под углом 30—70°	50	16

Рекомендуемые параметры расположения скважин приведены в табл. 13.21.

Таблица 13.21

Параметры БВР при завершающем контурном взрывании

С забойкой				Без забойки			
$d_{шр}$, мм	a, м	$W_{лнс}$, м	p, кг/м	$d_{шр}$, мм	a, м	$W_{лнс}$, м	p, кг/м
51—64	0,91	1,22	0,12—0,37	30	0,5	0,7	0,7
76—69	1,22	1,52	0,19—0,74	37	0,6	0,9	0,12
102—104	1,52	1,83	0,37—1,12	44	0,6	0,9	0,17
127—140	1,83	2,13	1,13—1,49	62	1	1,3	0,35
152—165	2,13	2,74	1,49—2,23	75	1,2	1,6	0,5
				87	1,4	1,9	0,7
				100	1,6	2,1	0,9
				125	2	2,7	1,4
				150	2,4	3,2	2
				200	3	4	3

По данным Гидроспецстроя, при диаметре скважин 105 мм расстояние между скважинами целесообразно принимать 0,6—0,9 м, а линейную плотность заряда равной 0,3—0,7 кг/м.

При использовании контурного взрывания угол откоса уступа увеличивается на 5—10°.

При создании отрезной щели из скважин большого диаметра расстояние между ними принимают 2,5—3,5 м и линейную массу заряда — 3—4 кг/м.

При завершающем контурном взрывании коэффициент сближения скважин или шпуров контурного ряда не должен быть больше 0,75. Этот метод целесообразно применять в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе ВВ $q \leq 0,5$ кг/м^3.

Взрывные способы вторичного дробления негабарита. Для дробления негабарита используют методы шпуровых и наружных (накладных) зарядов.

При дроблении негабарита взрывом шпуровых зарядов шпуры диаметром 32—36 мм бурят глубиной 0,3—0,5 толщины негабарита.

Шпуры обычно заряжают во время подготовки массового взрыва и взрывают одновременно с ним.

Суммарный выход негабарита, м^3, при взрывании блока объемом $V_б$-

$$V_{нег} = 0{,}01 V_б \cdot V_н^{d_н},$$

где $d_н$ — предельный размер кондиционного куска во взорванной горной массе, м.

При этом средний объем одного негабарита, м^3,

$$V_н = d_н^3 \varepsilon,$$

где ε — коэффициент формы, равный 0,3—0,4.

Общая масса заряда ВВ для разрушения негабаритного куска, кг,

$$Q_{нар} = qV,$$

где V — объема негабаритного куска, м^3; q — удельный расход ВВ для шпуровых зарядов дробления негабарита, кг/м^3.

Базовый удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают от 0,2 до 0,5 кг/м^3, в зависимости от крепости пород (табл. 13.22).

Таблица 13.22

Базовый расход аммонита 6ЖВ ($q_б$) на дробление 1000 м^3 негабаритных кусков

Типы зарядов ВВ	Группа пород по СНиПу							
	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
Шпуровые	140	180	230	280	330	380	440	480
Накладные	720	950	1200	1425	1700	1920	2150	2400
Кумулятивные	400	500	600	700	800	900	1000	1100

Примечание. Для определения q для 1 м^3 негабарита значение, указанное в табл. 13.24, делится на 1000

Удельный расход ВВ

$$q = q_б k_{ВВ} k_д (1 \pm k_{вар}), \quad кг/м^3,$$

где $k_{ВВ}$ — коэффициент относительной работоспособности ВВ (см. табл. 13.18); $k_д = 0{,}5\dfrac{l_н}{l_к}$ — коэффициент, учитывающий интенсивность дробления негабаритного куска. Здесь $l_н/l_к$ — соотношение длины ребра негабаритного куска и требуемого размера куска ($l_к$); $k_{вар}$ — коэффициент вариации нормального расхода ВВ в зависимости от группы грунтов по СНиПу (в числителе приведены значения $k_{вар}$ для шпуровых зарядов, в знаменателе — для наружных):

Категория грунта по СНиПу	IV—V	VI—VII	VIII—IX	X—XI
$k_{вар}$	0,1/0,2	0,08/0,16	0,06/0,13	0,04/0,1

Масса заряда ВВ в шпуре определяется выражением

$$Q_{зар.ш} = \frac{\pi d_ш^2}{\gamma_{ВВ}} \Delta l_ш k_з,$$

где $d_ш$ — диаметр шпура, м; $\gamma_{ВВ}$ — плотность заряжания ВВ, кг/м^3; $k_з$ — коэффициент заполнения шпура.

При значительном объеме или вытянутой форме негабарита в нем бурят несколько шпуров, равномерно распределяя их по куску.

Объем бурения на негабаритный кусок, м,

$$l_{бур} = l_ш N_ш,$$

где $N_ш$ — число шпуров.

Удельный расход бурения, м/м^3,

$$l_{уд} = \frac{l_{бур}}{V_н}.$$

Дробление негабарита накладными и кумулятивными зарядами. При взрывании наружными (накладными) и кумулятивными зарядами масса ВВ, кг, определяется по выражению

$$Q_{нар} = q_н V_н,$$

где $q_н$ — удельный расход ВВ для наружного или кумулятивного заряда (см. табл. 13.22), кг/м^3.

Параметры кумулятивных зарядов и предельные размеры негабаритных кусков приведены в табл. 13.23.

Таблица 13.23

Тип кумулятивного заряда	Общая масса, г	Предельные размеры разрушаемых кусков	
		Максимальная толщина, м	Объем куска, м^3
ЗКП-200	245	0,8	0,8
ЗКП-400	475	1,0	1,6
ЗКП-1000	1229	1,4	2,5
ЗКП-2000	2179	2,2	4,4
ЗКП-4000	4000	2,8	6,9
ЗКН-180	180	0,55	0,75
ЗКН-260	260	0,75	0,9
ЗКН-500	500	1,0	1,6
ЗКН-1000	1000	1,2	2,0
ЗКН-2000	2000	1,6	3,1
ЗКН-4000	4000	2,0	5,0

Взрывание при добыче каменных блоков. Для обеспечения наибольшего выхода блоков из горной массы нужно соблюдать два основных правила.

1. Взрывание шпуровых зарядов проводить при трех открытых поверхностях.

2. Шпуры располагать вдоль вертикальных трещин или параллельно направлению наилучшего раскола породы.

Расстояние между шпурами в ряду подбирают опытным путем, начиная с 0,2—0,3 м. Диаметр шпура следует принимать не более 35 мм. Недопустимы недобур и перебур по отношению к горизонтальной трещине, являющейся подошвой монолита.

Суммарная масса, кг, заряда на отрыв блока

$$Q_{мр} = q_п V_б,$$

где $q_п$ — удельный расход дымного пороха, кг/м^3; $V_б$ — объем отрываемого блока, м^3.

Для дымного пороха принимают $q_п = 0{,}05 \div 0{,}3$ кг/м^3.

Из-за чрезмерной огнеопасности дымного пороха его целесообразно заменять детонирующим шнуром, одну или две нити которого помещают в шпуры и взрывают. Шпуры не добуривают до нижней плоскости монолита на 10 % его высоты.

Рекомендуемое расстояние между шпурами (при условии $L/h_м = 0{,}9$; $N/(N + 2) = 0{,}8$; $L_ш > 0{,}6$ м; $d_ш \leq 35$ мм, где $L_ш$ — глубина шпура, м; $h_м$ — высота монолита, м; N — число шпуров в линии откола; n — число нитей ДШ в шпуре) с учетом направления раскола по отношению к слоистости выбирают следующим: $a = 0{,}18 \div 0{,}21$ м при перпендикулярном расколе и $a = 0{,}4 \div 0{,}45$ м при расколе под углом 45°.

При взрывании одной нити в шпуре расстояние между шпурами принимают с коэффициентом 0,6.

Для зарядов из двух нитей рекомендуется следующая минимальная ширина выкалываемого блока с учетом направления раскола по отношению к слоистости: $B_{б\,min} = 1{,}3 \div 1{,}2$ м при перпендикулярном расколе; $B_{б\,min} = 1{,}1 \div 0{,}8$ м при расколе под углом 45° и $B_{б\,min} = 0{,}6$ м при параллельном расколе.

При значениях $B_{б\,min}$ меньше указанных в шпур следует помещать одну нить или чередовать в шпурах заряды из одной и двух нитей ДШ.

Заряды в одной плоскости раскола взрывают одновременно. При необходимости раскола монолита по нескольким параллельным плоскостям следует взрывать заряды ДШ в каждой плоскости отдельно или с замедлением не менее 200 мс.

Определение параметров взрываемого блока. Параметры взрываемых блоков устанавливают исходя из необходимости обеспечить планируемое развитие рабочей зоны карьера, выражающееся в получении проектного профиля рабочих площадок, развала пород после взрыва и необходимого объема подготовленной к выемке горной массы.

Объем взрываемого блока, м^3,

$$V_{бл} = B_{бл} L_{бл} h,$$

где $B_{бл}$, $L_{бл}$ — ширина и длина взрываемого блока, м; h — высота уступа, м.

Ширина взрываемого блока, м,

$$B_{бл} = W + (n_р - 1)b,$$

где $n_р$ — число рядов скважин на блоке (при расчетах принимают $n_р = 2 \div 5$); b — расстояние между рядами скважин, м.

Длина взрываемого блока, м,

$$L_{б1} = \frac{V_{б1}}{B_{б1} h}.$$

Число скважин на блоке, шт.,

$$N_{скв} = \frac{L_{б1}}{a} n_р,$$

где a — расстояние между скважинами в ряду, м.

По этому показателю рассчитывают объем буровых работ на блоке, м,

$$L_{бур} = k_п l_{скв} N_{скв},$$

где $k_п = 1,1$ — коэффициент потерь скважин.

Выход горной массы с 1 пог. м скважины, м^3/м,

$$B_{скв} = ah \frac{(n_р - 1)b + W}{l_{скв} n_р}.$$

Ориентировочные значения выхода горной массы с 1 м скважины для различных по трещиноватости массивов приведены в табл. 13.24.

Таблица 13.24

Зависимость выхода горной массы с 1 м скважины в породах различной трещиноватости

Номинальный диаметр скважины, мм	Выход горной массы, м^3, с 1 м скважины в зависимости от категории массивов горных пород по степени трещиноватости				
	I	II	III	IV	V
105	20	15	10	7	6
190	60	50	35	25	20
214	70	55	40	30	25
243	85	70	55	40	35
269	100	85	65	50	40
320	120	100	85	70	55

Проектирование параметров развала пород при взрывных работах

Параметры взрывных работ должны обеспечивать не только необходимое разрушение породного массива, но и соответствовать элементам системы разработки (в первую очередь ширине рабочей площадки и длине блока) и технологии разработки.

Соответствие параметров взрывных работ элементам системы разработки достигается направленным формированием ширины и высоты развала взорванных пород

При однорядном мгновенном взрывании (рис. 13.5, *а—г*) форма, ширина и высота развала, а также связность взорванных пород зависят от свойств пород в массиве, высоты уступа, величины зарядов, их расположения и ориентировки относительно откоса уступа, порядка взрывания.

При взрывании на сотрясение массива, когда фактический удельный расход ВВ меньше расчетного $q_ф < q_р$, развал не имеет четко выраженного откоса ($q_р = 1,03 \div 1,3$) (см. рис. 13.5, *б*).

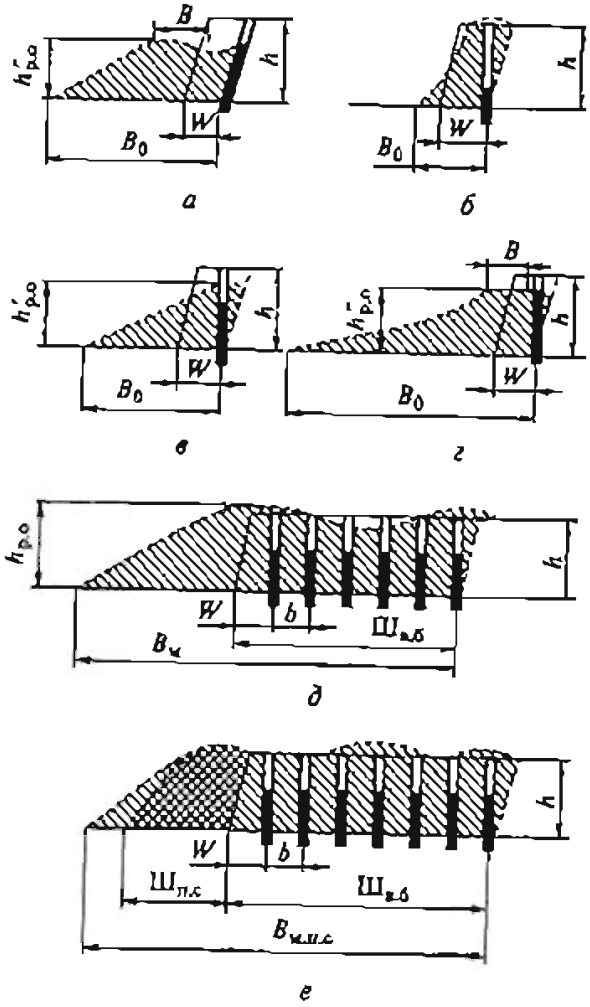


Рис. 13.5 Профиль и параметры развала:

а — г — при однорядном взрывании соответственно наклонных, вертикальных уменьшенных, нормальных и усиленных зарядов; *д, е* — при многорядном взрывании соответственно при отсутствии и наличии подпорной стенки, $Ш_{в.б}$ — ширина взрываемого блока; остальные обозначения см. в тексте

При взрывании пород на дробление вертикальными скважинными нормальными зарядами, когда $q_ф = q_р$, развал имеет форму, близкую к треугольной (см. рис. 13.5, *в*), а при наклонных нормальных и вертикальных усиленных зарядах, когда $q_ф > q_р$, — трапециевидную (см. рис. 13.5, *г*). В отброшенной части развала взорванная порода сыпучая ($k_р$ = 1,4÷1,6), а в пределах взрываемого блока связно-сыпучая.

Значения высоты развала $h_{р.о}$, м, и ширины нижнего основания развала B, м, при однорядном взрывании вертикальных нормальных скважинных зарядов можно принимать по табл. 13.25.

Для этих условий взрывания ширина развала, м, поверху

$$B \approx 0{,}3(B_o - W) + 3{,}5.$$

При простой перевалке взорванных пород ширина развала не должна превышать допустимой ширины экскаваторной заходки ($B \le 1{,}7R_{ч.у}$), что можно обеспечить только при взрывании полускальных пород.

Таблица 13.25

Ориентировочные значения ширины и высоты развала при однорядном взрывании

Высота развала $h_{р.о}$, доли высоты уступа h	Ширина развала $B_о$, доли линии сопротивления по подошве W, при коэффициенте разрыхления $k_р$ взорванной породы			
	1,3	1,4	1,5	1,6
0,5	5,2	5,5	6	6,4
0,55	4,7	5,1	5,4	5,8
0,6	4,3	4,7	5	5,3
0,65	4	4,3	4,6	4,9
0,7	3,7	4	4,3	4,6
0,75	3,5	3,8	4	4,3
0,8	3,2	3,5	3,7	4

Таким образом, при однорядном взрывании подбор ширины и высоты развала осуществляют изменением удельного расхода ВВ, линии сопротивления по подошве и длины заряда в скважине, значения которых определяют в зависимости от взрываемости пород в массиве и требуемой кусковатости взорванных пород.

Высота развала $h'_{р.о}$ при однорядном взрывании наклонных нормальных и вертикальных усиленных скважинных зарядов

$$h'_{р.о} = 2hWk_р / (B_о + B).$$

При многорядном взрывании без подпорной стенки коэффициент разрыхления взорванных пород изменяется по ширине взрываемого блока: для первого ряда скважин он соответствует $k_р$ при однорядном взрывании, для второго и третьего рядов $k_р$ уменьшается на 8—10 % по сравнению с его величиной при однорядном взрывании, для четвертого и пятого рядов $k_р$ уменьшается на 12—15 %, для шестого-восьмого — на 20—30 %.

Ширина развала при многорядном короткозамедленном взрывании без подпорной стенки (рис. 13.5, *д*)

$$B_м = K_{зам} B_о + (n-1)b,$$

где n — число рядов скважин; b — расстояние между рядами скважин, м; $K_{зам}$ — коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления

Величина $K_{зам}$ в зависимости от времени замедления между рядами зарядов имеет следующие значения:

τ, мс	0	10	25	50	75 и более
$K_{зам}$	1	0,95	0,9	0,85	0,8

При порядной схеме взрывания $K_{зам} = 1$ для любых τ.

Высота развала при многорядном взрывании без подпорной стенки при $n = 2 \div 3$ и правильно выбранной схеме коммутации зарядов и интервалах замедления не превышает высоты уступа:

$$h_{р.м} = (0,6 \div 1)h.$$

При увеличении числа рядов скважин высота развала в средней и тыльной его частях превышает высоту уступа на 5—30 %.

Взрывание пород в зажатой среде (с подпорной стенкой, слоем, с одной свободной поверхностью и сдвоенных уступов) ведет к уменьшению коэффициента разрыхления до 1,05—1,2 и в нижней части развала до 1,03—1,1; в средней части развала до 1,12—1,2, а в верхней, вспученной части развала до 1,3—1,5.

При многорядном взрывании с подпорной стенкой (рис. 13.5, *е*) полная ширина развала, м,

$$B_{м.п.с} = \left(1 - \frac{Ш_{п.с}}{K_р W + Ш_{п.с}}\right) B_о + (n-1)b,$$

где $Ш_{п.с}$ — ширина подпорной стенки, м; $K_р$ — коэффициент разрыхления породы в подпорной стенке ($K_р$ = 1,05÷1,2).

Высота развала в средней и тыльной его частях больше высоты уступа на 15—40 %.

Таким образом, высоту развала можно регулировать изменением числа рядов скважин, а также изменением направления (очередности) короткозамедленного взрывания, что достигается использованием соответствующих схем коммутации зарядов, изменением интервалов замедления. Следует учитывать, что зарядам, взрываемым в первой серии, соответствуют более низкие участки развала, а уменьшение интервала замедления между зарядами приводит к общему увеличению высоты развала.

С учетом технологии разработки, схемы дальнейшей переработки полезного ископаемого и требований к его качеству можно предусматривать валовое или раздельное взрывание разнородных и сложноразнородных уступов.

При валовом взрывании параметры и технологию взрывных работ проектируют без учета положения контактов разнотипных пород, что при отработке добычных уступов приводит к значительным потерям и разубоживанию полезного ископаемого. С целью устранения этого недостатка можно применять раздельное взрывание пород, которое реализуется путем разновременного взрывания горизонтальных или наклонных разнотипных слоев пород, выборочного их взрывания, а также выборочного взрывания отдельных участков в плане, взрыворазделения пород.

При разновременном многорядном взрывании горизонтальных слоев (рис. 13.6, *а*, *б*) предусматривают бурение скважин (шпуров) по разнотипным породам отдельно с подуступов. Возможен сброс части породы верхнего подуступа на нижнюю площадку уступа. Этот способ применяют при угле наклона контакта 12—15°, так как только в этом случае достигаются минимальные показатели потерь и разубоживания.

Если контакт наклонен в сторону откоса уступа под углом 15—60°, целесообразно предусматривать взрывание с помощью вертикальных скважин глубиной до контакта с вмещающими породами. По мере уменьшения глубины скважин должна сгущаться и их сетка. Следует применять усиленные заряды ВВ, инициируемые по порядовой схеме короткозамедленного взрывания.

Недостатком взрывания горизонтальными слоями, а также скважинами переменной глубины является двухстадийность отработки уступа, увеличение трудоемкости и расхода ВВ, снижение производительности оборудования и, как

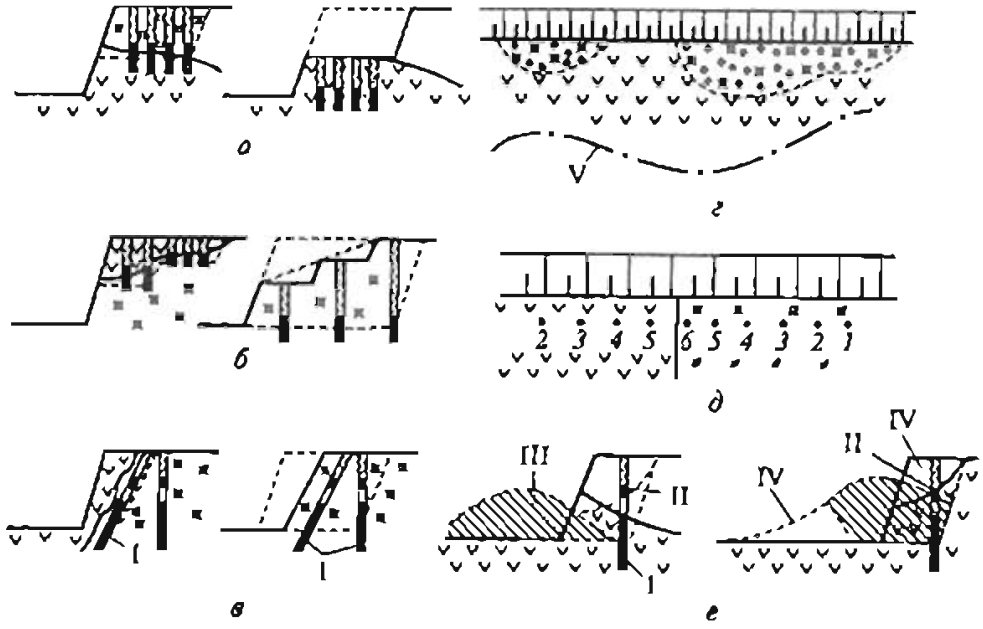


Рис. 13.6. Схемы раздельного взрывания разнородных пород:

I, II — основной и дополнительный заряды ВВ; III — руда; IV — порода; V — контур развала; 1—6 — порядок взрывания зарядов

следствие, удлинение сроков выемки полезного ископаемого, что снижает скорость движения фронта уступа.

При углах наклона контактов более 55—80° можно применять наклонные скважины малого диаметра (рис. 13.6, *в*), а также выборочное рыхление разновидностей. При этих условиях хорошие результаты могут быть получены за счет щелевого взрывания скважинных зарядов, которое проектируют следующим образом. По линии намечаемого контура отрыва располагают сближенные скважины малого диаметра (75—100 мм). Заряды размещают во всех скважинах или ряд скважин оставляют незаряженными. Заряды ВВ рассредоточивают по высоте скважины. Между оконтуривающими скважинами и откосом уступа предусматривают скважины диаметром 200—250 мм. За счет первоочередного взрывания оконтуривающих зарядов образуется щель по всей высоте уступа. Взрывание основных зарядов происходит при наличии дополнительной плоскости обнажения, что улучшает дробление горной массы, уменьшает сейсмическое воздействие взрыва на массив. Щелевое взрывание обеспечивает наиболее полное извлечение полезного ископаемого при минимальном разубоживании. Однако при применении этого способа объем буровых работ увеличивается на 30—70 %.

Взрывание без нарушения геологической структуры массива возможно при любом положении контакта. Для этого способа характерна одностадийность отработки уступа, но эффективно он может применяться лишь при взрывании уступов, сложенных хрупкими, легкодробимыми породами.

При этом заряды дробления взрывают при многорядном их расположении с числом рядов не менее 5—6 и числом скважин в ряду не менее 7; заряды по внутреннему контуру разрушаемого рудного блока следует взрывать мгновенно, а последующие заряды — через 50, 85, 120 мс и т.д.; по внешнему контуру разрушения взрывание проводят на неубранную горную массу предыдущего взрыва («подпорная стенка»), мощность которой составляет 1—1,5 высоты уступа; ко-

эффициент разрыхления взрываемого массива не должен превышать 1,16—1,2, а величина смещения по нижней бровке — 1,5—2 м. Имеются данные, что взрывание с сохранением геологической структуры массива позволяет снизить удельный расход ВВ и коэффициент разрыхления в среднем на 15—20 %, себестоимость буровзрывных работ — на 20 %, потери полезного ископаемого — на 25—30 %; это же позволяет повысить выход взорванной породы на 1 м скважины на 10—12 %.

При разновременном выборочном взрывании ширина и длина взрываемых блоков определяются конфигурацией залежи полезного ископаемого в плане (рис. 13.6, *г*).

Наиболее гибкими в применении являются способы разделения полезного ископаемого и пород путем направленного взрыва (способы взрыворазделения). Они основываются на использовании различных конструкций зарядов и короткозамедленного взрывания, позволяющих управлять формой и размерами развала, а также перемещать компоненты сложного забоя в заданные районы развала действием взрыва.

Взрыворазделение разнотипных пород в забое может осуществляться (в зависимости от угла наклона контакта между ними) путем сброса верхней части уступа и нормальным рыхлением нижней или выбросом нижней и обрушением верхней части уступа.

Для взрывоотделения полезного ископаемого, залегающего в нижней части уступа, возможно применение серии низкорасположенных скважинных рядов. Под действием взрыва горная порода из нижней части уступа отбрасывается, а верхняя часть уступа обрушается у откоса. Степень разделения компонентов в развале при этом достаточная для производства простой раздельной выемки. Недостатком данного способа взрывоотделения является повышенная кусковатость горной массы.

При применении рассредоточенных зарядов и мгновенном их инициировании происходит общий подъем и опрокидывание горной массы в полете. Полезное ископаемое при этом размещается в средней части развала. Недостатком такого способа взрыворазделения является наличие двух контактов между полезным ископаемым и породой, что усложняет экскаваторную сортировку, обусловливает относительно большие потери и разубоживание, чем при одном контакте.

Более эффективными являются способы взрыворазделения с короткозамедленным взрыванием частей рассредоточенного заряда. При первоочередном инициировании нижних зарядов (рис. 13.6, *д*) направление действия верхнего заряда смещается в сторону трещин, образующихся вокруг нижнего заряда. Ширина развала сокращается на 30—35 % по сравнению с одновременным инициированием обеих частей заряда.

В случае необходимости перемещения полезного ископаемого из нижней части уступа в периферийную зону развала можно предусматривать обрушение породной части уступа, что достигается сгущением сетки скважин и увеличением длины забойки (рис. 13.6, *е*). В этих условиях для перемещения породы в дальнюю часть развала (рис. 13.6, *ж*) в верхней части скважины размещают дополнительный заряд ВВ (до 20 % массы всего заряда). Таким же образом можно планировать перемещение руды из верхней части уступа в дальнюю зону развала при разработке залежи со стороны лежачего бока.

При проектировании технологической схемы с перевалкой пород в выработанное пространство (рис 13.7) можно предусматривать взрывание на дробление с частичным сбросом породы. В этом случае необходимо стремиться к получению наиболее широкого развала. Эффект перемещения породы взрывом оценивается коэффициентом сброса:

Рис. 13.7. Схема взрывания на дробление с частичным сбросом в выработанное пространство

$$k_{сбр} = V_{сбр} / V_{в.б},$$

где $V_{сбр}$ и $V_{в.б}$ — объем породы, сброшенной взрывом в постоянный отвал, и объем взрываемого блока соответственно.

$K_{сбр}$ возрастает в 1,7—2,8 раза при увеличении $q_ф$ с 0,5 до 1,5 кг/м^3 (рис. 13.8, *а*) и в 1,4—2 раза при изменении угла наклона скважин от 90 до 60° (рис. 13.8, *б*), но уменьшается с ростом h и ширины взрываемого блока $Ш_{в.б}$.

Сокращения ширины развала при многорядном расположении зарядов можно достичь применением схем коммутации с продольным и поперечным врубами. Последние схемы позволяют сократить ширину развала на 20—30 %.

Технологические варианты взрывных работ в добычных забоях можно характеризовать относительным показателем изменения качества полезного ископаемого при взрыве. Значение этого показателя при разных способах взрывания рассчитано пропорционально изменению разубоживания полезного ископаемого относительно единицы (принятой для валового способа взрывания). Естественно, что каждый вариант решения может быть ограничен областью целесообразного применения способов.

Относительный показатель изменения качества рудной массы при разных технологических способах взрывания в добычных забоях

Валовое	1
Выборочное	0,4
Горизонтальными слоями	0,6
Крутыми слоями	0,6
Скважинами переменной глубины	0,7
С минимальным нарушением природной структуры залегания пород в уступе	0,8
С предварительным щелеобразованием	0,4
Вертикальное взрыворазделение	0,7
Горизонтальное взрыворазделение	0,5
С изменением диаметра скважин:	
до 100 мм	0,5
до 150 мм	0,8

Расчет расхода взрывчатых материалов на массовый взрыв. Расход ВВ на массовый взрыв определяют по каждому типу ВВ исходя из количества взрываемых скважин и массы ВВ в них.

Расчет расхода средств инициирования (ДШ (м), ЭД (шт.), РП-8 (шт.), патронов-боевиков из патронированных ВВ или промежуточных шашек-детонаторов (в шт. и кг)) осуществляют с учетом параметров расположения скважин на уступе, числа рядов, конструкции заряда ВВ и схемы взрывания.

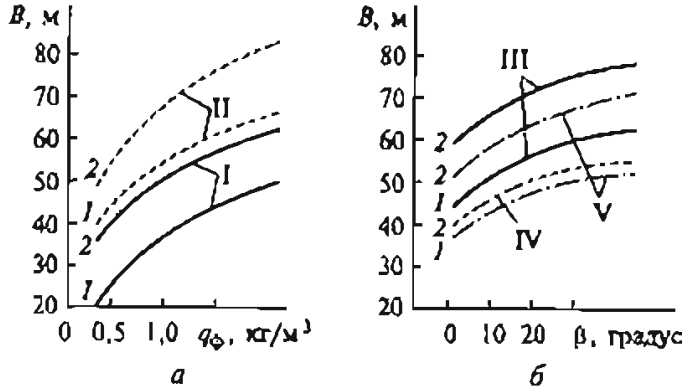


Рис. 13.8. Зависимость ширины развала при частичном сбросе породы ($Ш_{р.б}$ = 40 м) от удельного расхода ВВ и угла наклона скважин к вертикали β:

I — при β = 0°; II — при β = 30°; III — при $q_ф$ = 1,5 кг/м³; IV — при $q_ф$ = 0,5 кг/м³; V — при $q_ф$ = 1 кг/м³; 1 — при h = 15 м; 2 — при h = 30 м

Общее число промежуточных детонаторов (боевиков)

$$n_{пд} = n_б n_ш N_{скв},$$

где $n_б$ —число боевиков в скважине: при одностороннем нижнем или верхнем инициировании $n_б$ = 1; при двухстороннем $n_б$ = 2; $n_ш$ — число шашек в боевике: при использовании шашек Т-400Г, ТГ-500; $n_ш$ = 1 — при использовании шашек Т-900Г, ТГФ-850; $N_{скв}$ — число скважин на взрываемом блоке.

Масса ВВ в промежуточных детонаторах, кг,

$$Q_{пд} = n_{пд} m_ш,$$

где $m_ш$ — масса шашки-детонатора, кг.

Общая длина ДШ, необходимая для коммутации и инициирования зарядов в скважинах, м,

$$L_{дш} = L_{дш\,скв} + L_{дш\,сек} + L_{дш\,маг},$$

где $L_{дш\,маг}$ — длина магистральных ДШ, м; $L_{дш\,сек}$ — длина секционных ДШ, м; $L_{дш\,скв}$ — длина ДШ в скважинах, м.

При одностороннем верхнем инициировании

$$L^в_{дш\,скв} = (l_{заб} + 2) N_{скв};$$

при одностороннем нижнем инициировании

$$L^н_{дш\,скв} = (H_{уст} + 1) N_{скв};$$

при двухстороннем инициировании

$$L^д_{дш\,скв} = (H_{уст} + l_{заб} + 3) N_{скв}.$$

Здесь учтено, что при нижнем инициировании боевик устанавливается на 1,0—1,5 м выше уровня подошвы уступа.

При дублировании ДШ в скважинах полученное значение $L_{дш\,скв}$ удваивается.

При определении необходимой длины магистрального и секционных ДШ исходят из схемы коммутации скважинных зарядов:

при порядной схеме взрывания

$$L_{дш\,маг} + L_{дш\,сек} = 2 L_{бл} n_р,$$

при диагональной схеме взрывания

$$L_{дш\,маг} = 2 L_{бл}.$$

Число диагональных секций, взрываемых на блоке, определяется выражением

$$N_{сек} = \frac{L_{бл}}{a}.$$

Общая длина дублированных секционных ДШ, м,

$$L_{сек} = 2(n_р - 1)\sqrt{(ka)^2 + b^2}\,\frac{L_{бл}}{a}$$

При коммутации зарядов (пологими или крутыми диагоналями) фактическое значение коэффициента сближения скважин составляет 4÷8. В этом случае коммутация скважинных зарядов осуществляется через 1, 2 или 3 скважины (соответственно: $k = 1$, 2 или 3).

В сложных условиях суммарная длина секционных и магистральных ДШ может быть рассчитана непосредственно по схеме коммутации зарядов ВВ на уступе.

Расход НСИ типа СИНВ, «Эдилин» и «Нонель» рассчитывают по числу комплектов скважинных детонаторов с учетом одностороннего или двухстороннего инициирования и поверхностных соединительных элементов.

Расчет безопасных расстояний при производстве взрывных работ

В соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах (ЕПБВР) должны быть определены безопасные расстояния по разлету породных осколков, сейсмическому действию взрыва и действию ударной воздушной волны (УВВ).

За безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из установленных по различным поражающим факторам.

Безопасные расстояния для людей при проведении взрывных работ (работ с ВМ) должны устанавливаться проектом или паспортом и быть такими, чтобы исключить несчастные случаи, но не менее значений, указанных ниже.

Минимально допустимые радиусы опасных зон, м

Взрывание на открытых работах методами:	
наружных зарядов	300
в том числе кумулятивных	По проекту
шпуровых зарядов	200*
котловых шпуров	200*
малокамерных зарядов (рукавов)	200*
скважинных зарядов	Не менее 200**
котловых скважин	Не менее 300
камерных зарядов	Не менее 300
Дробление валунов зарядами в подкопах	400
Простреливание шпуров для образования котловых зарядов	50
Простреливание скважин для образования котловых зарядов	100

*При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону радиус опасной зоны следует принимать не менее 300 м.

** Радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы $r_{разл}$, м, при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяют по формуле

$$r_{разл} = 1250 k_{з.с} \sqrt{\frac{f}{1+k_{з.с.заб}} \frac{d_{зар}}{a}},$$

где $k_{з.с}$ — коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; $k_{з.с.заб}$ — коэффициент заполнения скважины забойкой; f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова; $d_{зар}$ — диаметр взрываемого заряда, м; a — расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом $k_{з.с}$ равен отношению длины заряда в скважине $l_{зар}$, м, к глубине пробуренной скважины L, м:

$$k_{з.с} = l_{зар}/L.$$

Коэффициент заполнения скважины забойкой $k_{з.с.заб}$ равен отношению длины забойки $l_{заб}$, м, к длине свободной от заряда верхней части скважины $l_{св}$, м:

$$k_{з.с.заб} = l_{заб}/l_{св}.$$

При полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части $k_{з.с.заб} = 1$, при взрывании без забойки — $k_{з.с.заб} = 0$.

При ведении взрывных работ в горных породах, классификация которых осуществляется по нормам СНиП IV-2—82 «Правила разработки и применения элементных сметных норм на строительные конструкции и работы. Приложение. Сборник 3. Буровзрывные работы», коэффициент крепости f определяется по формуле

$$f = (F/2,5)^2,$$

где F — номер группы взрываемых грунтов по СНиПу.

При взрывании серии скважинных зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами a, $k_{з.с}$, $k_{з.с.заб}$ расчет безопасного расстояния должен проводиться по наименьшим значениям a, $k_{з.с.заб}$ и наибольшему $k_{з.с}$ из всех имеющихся в данной серии.

Если взрываемый участок массива представлен породами различной крепости, следует в расчете $r_{разл}$ принимать максимальное значение коэффициента крепости f. При взрывании параллельно сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов диаметром $d_{зар}$ принимают их эквивалентный диаметр

$$d_э = d_{зар} \sqrt{N_c},$$

где N_c — число параллельно сближенных скважин в кусте.

Для учета возможных отклонений от расчетных значений параметров взрывных работ при проектировании $r_{разл}$ следует рассчитывать по минимально возможным значениям a и $k_{з.с.заб}$ и максимально возможном — $k_{з.с}$.

При проведении взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрываемого участка над участками границы опасной зоны более чем на 30 м размеры опасной зоны $r_{разл}$ в направлении вниз по склону долж-

ны быть увеличены и безопасные расстояния по разлету отдельных кусков породы, м, рассчитаны по формуле

$$r_{разл.к} = r_{разл} K_{р-ф},$$

где $r_{разл.к}$ — опасное расстояние по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или местности, расположенной ниже 30 м, считая от верхней отметки взрываемого участка; $K_{р-ф}$ — коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности.

При взрывании на косогоре

$$K_{р-ф} = 1 + \operatorname{tg} \beta,$$

где β — угол наклона косогора к горизонту, градус.

В тех случаях, когда вместо угла β известно превышение места взрыва над границей опасной зоны,

$$K_{р-ф} = 0{,}5\left(1 + \sqrt{1 + \frac{4H}{r_{разл}}}\right),$$

где H — превышение верхней отметки взрываемого участка над участком границы опасной зоны, м.

Если в каком-либо направлении граница опасной зоны проходит по уклону (склону), необходимо учесть возможное скатывание отдельных кусков породы и увеличить в этом направлении безопасное расстояние.

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние не должно быть меньше минимально допустимых радиусов опасных зон, указанных выше.

Безопасные расстояния, обеспечивающие сохранность механизмов, зданий и сооружений от повреждения их разлетающимися кусками породы, следует устанавливать в проекте с учетом конкретных условий

Расчет сейсмически безопасных расстояний для зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование.

Расстояния, м, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяют по формуле

$$r_c = K_г K_c n_в \sqrt[3]{Q_{зар}},$$

где r_c — расстояние от места взрыва до охраняемого здания (сооружения), м; $K_г$ — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения); K_c — коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; $n_в$ — коэффициент, зависящий от условий взрывания (показатель действия взрыва); $Q_{зар}$ — масса заряда, кг.

Значения коэффициента $K_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	8

Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Примечание. В случаях, когда характеристика пород известна ориентировочно, следует принимать для расчета ближайшее большее значение коэффициента $K_г$.

Значения коэффициента K_c

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1
Одиночные здания высотой не более двух-трех этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2

Значения коэффициента $n_в$

Камуфлетный взрыв и взрыв на выхлопение	1
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полууглубленного заряда	0,5

Примечания: 1. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения коэффициента следует увеличить в 1,5—2 раза. 2. При взрыве наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

При одновременном (без замедления) взрывании группы из N зарядов ВВ общей массой $\Sigma Q_{зар}$ в тех случаях, когда расстояния от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20 %, безопасное расстояние, м,

$$r_c = N^{1/6} K_г K_c n_в \sqrt[3]{Q_{зар}}.$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие

$$K_г K_c n_в \sum_{i=1}^{N} \frac{Q_{зар\,i}}{r_i^3} \le 1,$$

где N — число зарядов ВВ; $Q_{зар\,i}$ — масса отдельного заряда ВВ, кг; r_i — расстояние от отдельного заряда ВВ до охраняемого объекта, м.

При неодновременном взрывании зарядов ВВ общей массой $\Sigma Q_{зар}$ со временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс безопасное расстояние, м,

$$r_c = \frac{K_г K_c n_в}{N^{1/6}} \sum Q_{зар}^{1/3}.$$

При определении N и $\Sigma Q_{зар}$ можно не учитывать заряды, масса которых меньше массы максимального заряда взрываемой группы в 3 раза и более.

В тех случаях, когда расстояние r_i от крайних зарядов массой $Q_{зар\,i}$ охраняемого объекта различается более чем на 20 %, последний будет находиться вне сейсмически опасной зоны, если будет соблюдаться условие

$$\left(\frac{K_r K_c n_в}{N^{1/4}}\right)\sum_{i=1}^{N}\frac{Q_{зар i}}{r_i^3} \le 1.$$

При определении N не учитываются заряды, для которых величина $Q_{зар i}/r_i^3$ меньше максимальной из всей взрываемой группы в 3 раза и более.

Приведенные методы определения сейсмически безопасных расстояний неприменимы для зданий и сооружений уникального характера (атомные электростанции, башни, мосты, гидротехнические сооружения и т.п.). Сейсмическая безопасность таких объектов должна определяться специализированными организациями.

Расчет расстояний, безопасных по действию ударных воздушных волн (УВВ) на застекление при взрывании наружных зарядов и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления, производится в проекте для случаев, когда разрушение стекол недопустимо.

При одновременных взрывах наружных и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления безопасные расстояния $r_в$, м, по действию УВВ на застекление при взрывании пород VI—VIII групп по классификации СНиП определяют по формулам:

$$r_в = 200\sqrt[3]{Q_э} \text{ при } 5000 > Q_э \ge 1000;$$

$$r_в = 65\sqrt[3]{Q_э} \text{ при } 2 > Q_э \ge 100; \qquad (13.3)$$

$$r_в = 63\sqrt[3]{Q_э} \text{ при } Q_э < 2,$$

где $Q_э$ — эквивалентная масса заряда, кг.

При взрывании пород IX группы и выше по СНиП радиус опасной зоны, определенный по приведенным формулам, должен быть увеличен в 1,5 раза, а при взрывании пород V группы и ниже радиус опасной зоны может быть уменьшен в 2 раза.

Эквивалентную массу заряда определяют следующим образом:

а) для наружных зарядов (высотой $h_{зар}$ с засыпкой слоем грунта $h_{заб}$), взрываемых одновременно,

$$Q_э = K_и \Sigma Q_{зар},$$

где $\Sigma Q_{зар}$ — суммарная масса зарядов, кг; $K_и$ — коэффициент, значение которого зависит от отношения $h_{заб}/h_{зар}$.

$h_{заб}/h_{зар}$	0	1	2	3	4
$K_и$	1	0,5	0,3	0,1	0,03

б) для группы из N скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрываемых одновременно,

$$Q_э = p l_{зар} K_э^* N,$$

где p — вместимость ВВ 1 м скважины (шпура), кг/м; $l_{зар}$ — длина заряда, м; $K_э^*$ — коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки $l_{заб}$ к диаметру заряда $d_{зар}$ (при отсутствии забойки — зависит от отношения длины свободной от заряда части скважины $l_{св}$ к $d_{зар}$):

$l_{зав}/l_{зар}$	0	5	10	15	20
$K^*_з$	1	0,15	0,02	0,003	0,002
$l_{св}/d_{зар}$	0	5	10	15	20
$K^*_з$	1	0,3	0,07	0,02	0,004

в) для группы из скважинных (шпуровых) зарядов (длиной более 12 своих диаметров), взрываемых одновременно,

$$Q_з = 12 p d_{зар} K^*_з N.$$

При короткозамедленном взрывании под $Q_з$ и N следует понимать соответственно массу эквивалентного заряда и число зарядов одной группы. При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальным $Q_з$. Если интервал замедления между группами 50 мс и более, безопасное расстояние определяется по формулам (13.3). При интервале замедления от 30 до 50 мс, от 20 до 30 мс и от 10 до 20 мс безопасное расстояние, рассчитанное по этим формулам, должно быть увеличено соответственно в 1,2, 1,5 и 2 раза.

Суммарная масса зарядов и число групп замедлений не ограничиваются.

Если взрывные работы проводят при отрицательной температуре воздуха, безопасное расстояние, определенное по формулам (13.3), должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

В случаях, когда заряды инициируются детонирующим шнуром (ДШ), к значению эквивалентной величины заряда $Q_з$ должна быть добавлена суммарная масса заряда поверхностей сети, выполненной детонирующим шнуром, с учетом коэффициента работоспособности гексогена, равного 1,6. Погонная масса заряда ДШ может быть принята 12 г/м.

При дублировании взрывной сети, выполненной ДШ, суммарная масса содержащегося в ней ВВ должна быть удвоена.

Уменьшение действия УВВ от взрывной сети, выполненной ДШ, достигается ее присыпкой грунтом. В связи с этим в расчеты должны быть внесены соответствующие поправки.

Безопасное расстояние, м, по действию на человека ударной воздушной волны наружного заряда следует определять по формуле

$$r_{min} = 15\sqrt[3]{Q_{зар.н}},$$

где $Q_{зар.н}$ — масса взрываемого наружного заряда ВВ, кг.

Эту формулу используют только, если по условиям работ необходимо максимальное приближение персонала, производящего взрывание, к месту взрыва. В остальных случаях полученное расстояние следует увеличивать в 2—3 раза.

При наличии блиндажей рассчитанное расстояние может быть сокращено не более чем в 1,5 раза.

Технология производства взрывных работ, диктуемая правилами безопасного их ведения, должна учитываться при проектировании.

Это выражается в необходимости учета времени на удаление оборудования за пределы опасной зоны, демонтаж линий электропередач и проведение других мероприятий, которые надо выполнить для того, чтобы заряженный блок был переведен в разряд готовых к взрыву.

На основании приведенных положений, исходя из допускаемых технологией разработки параметров развала и требуемой интенсивности ведения работ, выражаемой скоростями перемещения фронтов уступов и другими элементами системы разработки, определяют объем буровых работ. По этому показателю и учитывая физико-механические свойства пород, выбирают типы и модели бурового оборудования.

Выбор бурового оборудования

Тип бурового станка (способа бурения) выбирают исходя из физико-механических свойств породы, целесообразных для данных условий — диаметра заряда (см. табл. 13.13), конструкции заряда и метода взрывных работ, технологии бурения скважин или проведения горных выработок для размещения зарядов, допустимых уровней пылевых и газовых выбросов в атмосферу, а также с учетом технологических, организационных и других факторов.

Общие технические требования к станкам для бурения взрывных скважин в горнодобывающей промышленности определяются ГОСТ 26698—85.

Стандарт устанавливает три подгруппы станков для открытых горных работ:

1) СБШ — станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом (шарошечного бурения) — пяти типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины от 160 до 400 мм при крепости пород $f = 6 \div 18$;

2) СБУ — станки ударно-вращательного бурения погруженными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмоударного бурения) — трех типоразмеров с условными диаметрами скважины — 100, 125, 160 мм при $f = 10 \div 20$;

3) СБР — станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнекового бурения) — двух типоразмеров с условными диаметрами буримой скважины 160 и 200 мм при $f = 2 \div 6$.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробуриваемой скважины в миллиметрах, например СБШ-320-36, диаметр скважины — 320 мм, глубина скважины — 36 м. Угол наклона скважины к вертикали устанавливается для всех станков 0, 15 и 30°, допускаются и дополнительные углы наклона.

Изготавливают станки и с различными комбинациями способов бурения.

Термическое (огневое) бурение применяют при бурении скважин диаметром 250—360 мм и глубиной до 17—22 м, главным образом, в весьма труднобуримых кварцсодержащих породах.

Термическим способом возможно расширение заряжаемой части скважин до 400—500 м, в том числе и пробуренных станками других типов. Производительность в хорошо термобуримых породах до 12—15 м/ч.

Выбор бурового оборудования должен сопровождаться также технологической и организационной увязкой процессов бурения, взрывания и выемочно-погрузочных работ при требуемой степени дробления горных пород с минимальными затратами.

Как правило, при проектировании целесообразно ориентироваться на применение буровых станков одного типа. Однако для глубоких рудных карьеров при значительном градиенте трещиноватости пород и узких рабочих площадках уступов на верхних горизонтах могут быть применены скважины увеличенного

диаметра, а на нижних — уменьшенного. При этом следует исходить из реальных сроков отработки горизонтов и срока службы станков. При равной крепости пород и примерно равном их относительном объеме в контуре карьера можно предусматривать применение вращательного, шарошечного, огневого и других способов бурения. Однако во всех случаях более двух способов бурения на карьере применять нецелесообразно.

После выбора типоразмера бурового оборудования, определения параметров взрывных работ, определяют производительность буровых станков, разрабатывают организацию буровых работ и рассчитывают требуемое число буровых станков.

Сменная производительность бурового станка, м/см,

$$Q_{б.с.см} = k_{и.см} T_{см} v_т$$

или

$$Q_{б.с.см} = T_{см} k_{и.см} (t_б + t_в)^{-1} = T_{см} k_{и.см} (v^{-1} + t_в)^{-1},$$

где $k_{и.см}$ — коэффициент использования нормативного времени смены $T_{см}$, с, для бурения за вычетом вероятных простоев станка; в среднем $k_{и.см}$ = 0,6÷0,8; $v_т$ — техническая скорость бурения, м/с, в среднем $v_т$ = (0,75÷0,8;)v; v — теоретическая скорость бурения, м/с; $t_б$ — удельные затраты времени на бурение, с/м; $t_в$ — сумма удельных затрат времени на выполнение вспомогательных технологических операций (переезд от скважины к скважине с учетом снятия станка с домкратов; замену долота; наращивание бурового става и т.д.), с/м;

$$t_в = K_х + t_з / l_д + t_с / L,$$

где $K_х$ — показатель, характеризующий удельные затраты времени на холостые пробеги вращательно-подающего органа станка в процессе бурения, с/м (зависит от глубины скважины L, м, длины штанги $l_ш$, м, скорости спуско-подъемных операций рабочего органа $v_{пд}$, м/с, и проходки на долото $l_д$, м); $t_з$ — время замены долота, с; $t_с$ — продолжительность вспомогательных операций, проводимых после подъема става и до начала бурения очередной скважины, с (зависит от расстояния между соседними скважинами на уступе и скорости перемещения станка на главную ось бурения $v_х$, м/с, затрат времени на съем станка с домкратов и на постановку его на домкраты на новой скважине и др.).

Значения $K_х$ определяют по следующим формулам:

при бурении в крепких породах, когда долото меняют раньше, чем закончена проходка скважины ($L_д < L$),

$$K_х = t_с + t_п / 2l_ш (1 + L / l_д);$$

при бурении одним долотом многих скважин ($l_д \geq L$)

$$K_х = t_п + t_с / (2l_ш);$$

при бурении скважины глубиной L одной штангой без наращивания ($l_ш = L$ или $l_ш > L$)

$$K_х = t_ш / L = 1 / v_{пд},$$

где $t_п$ — удельные затраты времени на холостые ходы шпинделя, не зависящие от длины штанги, с/м; $t_с$ — время наращивания и разборки одной штанги, с; $l_ш$ —

длина штанги, м; $t_ш$ — время подъема одной штанги из скважины, с; $v_{пш}$ — скорость подъема штанги из скважины, м/с.

Техническая (с учетом вспомогательных операций) скорость бурения $v_т$, м/с, в среднем на 20—25 % ниже чистой скорости бурения v, или

$$v_т = (1/v + K_х + t_з/l_з + t_с/L)^{-1}.$$

Время цикла бурения одной взрывной скважины (до начала бурения следующей), с,

$$T_ц = H(1/v + t_х + t_з/l_з + t_с/L)^{-1} + t_с.$$

Месячная, м/мес, и *годовая*, м/год, *производительности*:

$$Q_{б.с.мес} = Q_{б.с.см}n;\ Q_{б.с.год} = Q_{б.с.мес}N$$

или

$$Q_{б.с.год} = \sum_{i=1}^{12} Q_{б.с.мес\,i},$$

где n и N — соответственно среднее число рабочих смен в календарном месяце и число рабочих месяцев в году; $Q_{б.с.мес\,i}$ — производительность бурового станка в i-м месяце, м/мес.

Сменная производительность бурового станка по обуренной горной массе $Q_{о.см}$, м^3/смену, определяется с учетом среднего выхода горной массы с 1 м скважины $V_{вых}$, м^3/м:

$$Q_{о.см} = Q_{б.с.см}V_{вых},$$

где $V_{вых} = V_{в.г.м}/\Sigma L$; $V_{в.г.м}$ — объем взорванной горной массы, м^3; ΣL — суммарное число метров скважин, пробуренных, заряженных и взорванных, м.

Соответственно определяются месячная и годовая производительности.

Сменная норма выработки, м/смену, при бурении скважин

$$H_в = (T_{см} - t_{пз} - t_{л.н})(t_о + t_в)^{-1},$$

где $T_{см}$ — установленная продолжительность смены, мин/смену; $t_{пз}$ — время для выполнения подготовительно-заключительных операций за смену, мин/смену; $t_{л.н}$ — время на личные надобности персонала, мин/смену; $t_о$ и $t_в$ — время, необходимое для выполнения соответственно основных и вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины, мин/м.

При расчетах производительности буровых станков можно пользоваться данными, приведенными в Приложении (табл. П11—П15).

Количественную комплектацию парка буровых станков в общем случае осуществляют на основе выделения технологических циклов отработки взрываемых блоков. За время, не превышающее период отработки взрываемого блока объемом $V_{в.б}$, должен быть обурен блок такого же объема. Время отработки взрываемого блока

$$t_{о.б} = V_{в.б}/(n_э Q_{э.см}),$$

где $Q_{э.см}$ — среднесменная производительность экскаватора, м^3/смену; $n_э$ — число рабочих смен в сутки погрузочно-транспортного оборудования.

Условие своевременного выполнения буровых работ в течение технологического цикла имеет вид

$$n_1 Q_{з.ск} t_{о.б} = N_{б.с} Q_{о.ск} n_б (t_{о.б} - t_{пер}),$$

где $N_{б.с}$ — число буровых станков, задалживаемых для обуривания блока; $n_б$ — число рабочих смен станка в сутки; $t_{пер}$ — время перегона станков, сут.

Из приведенного уравнения определяют требуемое число буровых станков $N_{б.с}$. При открытом цикле работы буровых станков величина $N_{б.с}$ в общем случае не является целым числом не только для одного экскаватора, но и для нескольких экскаваторов, составляющих комплекс скрещивающейся или параллельной структуры. Из этого уравнения можно определить число машино-смен буровых станков $N_{б.с} n_б$, требуемых для выполнения заданного объема бурения. При этом $t_{пер} > 0$. В целом величина $t_{пер}$ тем больше, чем выше концентрация буровых работ, но при этом уменьшается общее время обуривания блока.

При закреплении буровых станков за экскаваторами $t_{пер} = 0$, и из уравнения для определения $t_{о.б}$ и условия своевременного выполнения буровых работ в течение цикла могут быть определены как число буровых станков, так и соответствующий ему объем взрываемого блока.

13.2. Выемка и погрузка горных пород

Для выемки и погрузки пород на карьерах применяют карьерные экскаваторы (канатные), гидравлические экскаваторы, драглайны, одноковшовые карьерные погрузчики, многоковшовые цепные и роторные экскаваторы, машины фрезерного типа.

Выбор выемочно-погрузочного оборудования (тип машины, ее модель и параметры забоя) следует осуществлять исходя из физико-механических свойств разрабатываемых из целика или подготовленных к погрузке пород, требований к выемке (валовая или селективная), условий залегания пород, технологических параметров забоя, грузопотоков, проектируемой технологии, системы разработки и технических характеристик машины.

13.2.1. КАРЬЕРНЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

Одноковшовые экскаваторы используют на карьерах как основное выемочно-погрузочное и отвальное оборудование.

Прямые мехлопаты (канатные) характеризуются большим усилием копания, что позволяет эффективно их применять для выемки мягких, плотных и разрушенных пород и погрузки в средства транспорта, приемные бункеры или отсыпки в отвал. Несущая способность пород должна позволять размещать экскаватор на нижней площадке уступа.

Универсальные экскаваторы строительного типа с вместимостью ковша $E = 0{,}5 \div 2$ м^3 можно применять для выемки песчаных, мягких и мелкоразрушенных пород на карьерах производительностью 0,5—2 млн м^3/год по горной массе, а также на более крупных карьерах при раздельной выемке маломощных залежей. Погрузка нижняя.

Карьерные механические лопаты ($E = 2 \div 25$ м^3) применяют для выемки мягких и разрушенных пород на карьерах любой производительности. Как правило,

следует предусматривать нижнюю погрузку. Для верхней погрузки должны применяться карьерные мехлопаты с удлиненным рабочим оборудованием (см. рис. 11.8). При этом следует учитывать, что их производительность, при эквивалентной вместимости ковша по сравнению с мехлопатами обычного типа, на 20—40 % меньше.

Вскрышные мехлопаты (E до 100 м^3), как правило, следует применять для непосредственной перевалки мягких плотных или разрыхленных вскрышных пород в выработанное пространство. Отработку целесообразно предусматривать сквозными продольными заходками торцевым забоем. Модели с вместимостью ковша до 15 м^3 можно применять для выемки с верхней и нижней погрузкой в транспортные средства как при проведении траншей, так и при отработке уступов в период эксплуатации. При E до 15 м^3 допускается их использование для погрузки.

Обратные мехлопаты применяют в тех же условиях, что и прямые мехлопаты при выемке породы ниже уровня установки экскаватора.

Гидравлические экскаваторы имеют более широкие энергосиловые, кинематические и технологические возможности по сравнению с канатными мехлопатами.

Их использование, в известной мере, позволяет избежать жесткой зависимости параметров отрабатываемых забоев от линейных характеристик машин.

Кинематика гидравлических экскаваторов позволяет совмещать копание (преимущественно горизонтальное внедрение ковша с последующим его поворотом в вертикальной плоскости по мере наполнения) практически по всей высоте подъема ковша. Это дает возможность осуществлять управляемое обрушение экскавируемых пород и послойную отработку высоких забоев.

Эффективность отработки предварительно разрыхленной горной массы при использовании карьерных гидравлических экскаваторов в среднем на 25 % выше по сравнению с канатными мехлопатами, имеющими аналогичные параметры.

При разработке пород без предварительного рыхления разница в эффективности экскавации еще больше. Это обусловливается тем, что максимальные расчетные усилия копания канатных мехлопат с ковшами вместимостью до 15—18 м^3 примерно в 1,7 раза меньше, по сравнению с аналогичным показателем гидравлических экскаваторов.

При использовании гидравлических экскаваторов представляется возможной безвзрывная отработка пород с пределом прочности на сжатие до 40 МПа, что значительно расширяет область безвзрывных технологий с их использованием по сравнению с применением канатных мехлопат.

При отработке предварительно разупрочненных массивов более крепких пород величина энергопотребления гидравлических экскаваторов примерно на 30 % меньше, чем канатных мехлопат типа ЭКГ.

Гидравлические экскаваторы позволяют осуществлять послойную отработку пород, что создает предпосылки к эффективному управлению технологическими параметрами систем разработки в изменяющейся горно-технической обстановке вне зависимости от линейных параметров применяемой выемочно-погрузочной техники. Но при этом, к сожалению, не устраняется необходимость опережающего буровзрывного рыхления массивов крепких пород, а в забойной части сохраняется цикличный характер производства работ, даже в том случае, если одноковшовые гидравлические экскаваторы сопряженно эксплуатируются

с самоходными дробильно-перегрузочными агрегатами в схемах с полной конвейеризацией транспорта.

Драглайны можно применять для экскавации мягких пород, а модели с ковшом вместимостью 10 м^3 и более — для мелко- и среднеразрушенных пород. Разработка крупноразрушенных пород драглайнами нецелесообразна.

Основной тип забоя драглайна — торцевой. Возможные параметры забоя зависят от места расположения драглайна и связанного с этим способа черпания.

При выемке с нижним черпанием драглайн располагают на кровле уступа (развала) вне призмы возможного обрушения.

Верхнее черпание эффективно только у драглайнов с ковшами вместимостью 10—15 м^3 и более. Однако производительность при верхнем черпании меньше, чем при нижнем черпании.

Мощный драглайн можно располагать и на промежуточной площадке, отрабатывая две заходки подуступов верхним и нижним черпанием.

Драглайны с ковшами вместимостью 6—10 м^3 можно применять и для погрузки породы в транспортные средства.

Выемка мягких пород может предусматриваться мощными драглайнами с вместимостью ковша $E = 8 \div 20$ м^3 с нижним черпанием и разгрузкой в насыпь (навал) на кровле уступа, откуда погрузку породы в транспортные средства целесообразно предусматривать мехлопатами.

Мощные драглайны могут вести погрузку через бункер-перегружатель на конвейер, в железнодорожные вагоны или средства гидротранспорта.

При планировании применения драглайнов для разработки песчаных пород в подводных забоях следует учитывать уменьшение угла откоса забоя и, следовательно, возможной его высоты.

Размещение драглайнов возможно на грунтах с малой несущей способностью.

Различают паспортную (теоретическую), техническую и эксплуатационную производительность отдельных машин и комплекса оборудования.

Паспортная производительность $Q_п$, т/м^3, — количество расчетной (паспортной) породы, которое может быть вынуто и погружено в единицу времени (обычно за 1 ч) при определенных технологических ограничениях.

Техническая производительность $Q_т$, м^3/ч, или т/ч, — наибольшая возможная часовая производительность выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горно-технических условиях; с определенными видами и моделями средств механизации смежных производственных процессов (в первую очередь транспортирования) и параметрах забоев.

Эксплуатационная производительность $Q_{эксп}$ — объем работы, которую реально может выполнить комплекс оборудования в целом и машина данной модели за единицу времени. Она рассчитывается с учетом необходимых затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В зависимости от длительности рассматриваемого периода различают эксплуатационную часовую и среднечасовую, сменную и среднесменную, месячную и годовую производительность.

Эксплуатационная часовая производительность рассчитывается за час рабочего времени использования машины или комплекса оборудования на основной работе. Среднечасовая производительность определяется за больший период работы — обычно за смену.

Эксплуатационная сменная и среднесменная производительность используется при текущем планировании работы горных и транспортных машин и комплексов оборудования. Показатели месячной и годовой производительности используются для определения потребности предприятия в оборудовании при проектировании.

Расчет производительности одноковшовых экскаваторов

Паспортная производительность, м³/ч,

$$Q_п = En_п = \frac{3600}{t_{ц.п}} E,$$

где E — расчетная вместимость ковша, м³; $n_п$ — конструктивно-расчетное число разгрузок экскавирующего органа в час, ч⁻¹; $t_{ц.п}$ — паспортная продолжительность рабочего цикла машины, с.

При этом коэффициенты наполнения ковша $k_н$ и разрыхления породы в ковше $k_р$ приняты равными единице, угол поворота ковша на выгрузку составляет 90° для мехлопат и 135° — для драглайнов.

Техническая производительность, м³/ч,

$$Q_т = Q_п \frac{k_н}{k_р} \frac{t_р}{t_р + t_п} = 60 En \frac{t_р}{t_р + t_п} k_э,$$

где $t_р$ — продолжительность непрерывной работы экскаватора на одном месте стоянки, с; $t_п$ — продолжительность одной передвижки, с; $k_э = k_н/k_р$ — коэффициент экскавации; n — расчетное число циклов в минуту, мин⁻¹.

Значения коэффициентов разрыхления горной массы, наполнения ковша и экскавации приведены в табл. 13.26—13.28.

Таблица 13.26

Коэффициенты разрыхления горной массы, наполнения ковша экскаватора и экскавации (по ЕНВ 1989 г.)

Категория пород по трудности экскавации	Расчетная плотность породы в массиве, кг/м³	Коэффициенты				
		разрыхления горной массы $k_р$	наполнения ковша экскаватора $k_н$		экскавации $k_э$	
			Прямая лопата	Драглайн	Прямая лопата	Драглайн
I	1600	1,15	1,05	1	0,91	0,87
II	1800	1,25	1,05	1	0,84	0,8
III	2000	1,35	0,95	0,9	0,7	0,67
IV	2500	1,5	0,9	0,85	0,6	0,57
V	3500	1,6	0,9	—	0,56	—

Таблица 13.27

Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью 5—12,5 м³

Содержание, %, фракций, мм							Коэффициент разрыхления $k_р$	
0—200	200—400	400—600	600—800	800—1000	1000—1200	1200—1400	в ковше экскаватора	в транспортном сосуде
65	17	10	6	2	0	0	1,38	1,27
60	14	6	14	1	2	3	1,44	1,28
55	14	5	8	8	2	8	1,49	1,3
60	5	11	4	4	6	10	1,53	1,4
38	15	3	6	16	6	16	1,63	1,41
40	10	11	5	19	2	13	1,66	1,44
35	11	6	12	9	12	15	1,71	1,46
30	9	11	8	12	9	21	1,79	1,45
19	11	11	6	17	11	25	1,93	1,5
14	7	4	15	14	17	29	1,98	1,6

Таблица 13.28

Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью более 12,5 м³

Содержание, %, фракций, мм							Коэффициент разрыхления $k_р$	
0—250	250—500	500—750	750—1000	1000—1250	1250—1500	1500—1800	в ковше экскаватора	в транспортном сосуде
65	17	10	6	2	0	0	1,27–1,38	1,25–1,27
60	14	6	14	1	2	3	1,28–1,44	1,25–1,28
50	14	5	8	8	2	8	1,33–1,49	1,28–1,3
60	5	11	4	4	6	10	1,42–1,53	1,33–1,4
38	15	3	8	16	6	16	1,48–1,63	1,33–1,41
40	10	11	5	19	2	13	1,52–1,66	1,35–1,44
35	11	6	12	9	12	15	1,54–1,71	1,35–1,46
30	9	11	8	12	9	21	1,59–1,79	1,35–1,45
19	11	11	6	17	11	25	1,72–1,93	1,42–1,5
14	7	4	15	14	17	29	1,76–1,98	1,5–1,6

*Меньшие значения относятся к ковшам вместимостью более 20 м³ и транспортным сосудам грузоподъемностью более 100 т.

Эксплуатационная производительность, м³/см,

$$Q_{экспл} = Q_т T_c k_в,$$

где $Q_т$ — техническая (часовая) производительность машины при ее непрерывной работе, м³/ч; T_c — продолжительность смены, ч; $k_в$ — коэффициент использования машины во времени.

Величина $k_в$ определяется технологией, уровнем организации и надежности работы машины и комплекса горного и транспортного оборудования в целом.

При проектных расчетах $k_в$ принимается на основе обобщения опытных данных. Коэффициент использования одноковшовых экскаваторов-мехлопат в течение года принимается равным: при погрузке горной массы в средства железнодорожного транспорта — 0,55—0,8; в средства автомобильного транспорта, на конвейеры и при перевалке породы в отвал — 0,8—0,9.

В наибольшей мере организацию работы на данном предприятии характеризует годовая производительность, м³/год:

$$Q_г = Q_{экс} T_г,$$

где $T_г$ — число рабочих смен в году (табл. 13.29, 13.30).

Таблица 13.29

Число рабочих смен экскаваторов по районам (по нормативам Гипроруды)

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Непрерывная рабочая неделя при работе в три смены в районах			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в две смены в районах		
	северных	средней полосы	южных	северных	средней полосы	южных
Мехлопата						
До 2,5	780	820	835	465	480	490
2,5—5	765	800	820	460	475	485
8	745	780	795	455	470	475
12,5	740	770	785	450	465	470
Драглайн						
5—6	765	800	820	460	475	485
8,5—10	720	750	770	440	460	465
15	705	730	735	520	540	545
25	655	680	685	505	520	525

Окончание табл. 13.29

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в три смены в районах			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в две смены в районах		
	северных	средней полосы	южных	северных	средней полосы	южных
Мехлопата						
До 2,5	665	695	710	380	395	405
2,5—5	650	680	700	375	390	395
8	640	665	680	—	—	—
12,5	630	665	670	—	—	—
Драглайн						
5—6	650	680	700	375	390	395

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в три смены в районах			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в две смены в районах		
	северных	средней полосы	южных	северных	средней полосы	южных
8,5—10	610	640	650	—	—	—
15	730	755	765	—	—	—
25	690	715	725	—	—	—

Примечание. Число полных рабочих смен в году определено для условия проведения ремонта экскаваторов ремонтными средствами рудника. При централизованном ремонте экскаваторов на специальной ремонтной базе следует применять коэффициент 1,1.

Таблица 13.30

Примерное число рабочих дней в году работы экскаваторов

Экскаватор	Среднее годовое число дней в ремонте	Число праздничных и выходных дней	Число рабочих дней в году по районам		
			северным	средним	южным
ЭКГ 8И	43	61	246	249	258
ЭК1-12,5; ЭШ10.70АУ; ЭШ11.70У	53	61	241	244	246
ЭШ14.75; ЭШ20.90; ЭШ15.100	58	9	287	290	292
ЭШ25.120А	71	9	274	277	279
ЭШ40.130; ЭШ100.125	77	9	268	271	273

Производительность экскаваторов можно также принимать в соответствии с данными, приведенными в Приложении (табл. П16—П18).

Производительность драглайнов в 8-часовую смену при работе в навал (по данным Гипроруды):

в рыхлых породах:

вместимость ковша драглайна, м³, — 5; 6; 10; 15; 25;

производительность драглайна в целике, м³/см, — 1850; 2200; 3100; 3800; 6150;

в скальных породах:

вместимость ковша драглайна, м³, — 10; 15;

производительность драглайна в целике, м³/смену, — 2100; 3100.

Примечания: 1. Производительность драглайнов при работе на глинистых вязких породах следует уменьшать на 15 %. 2. При погрузке рыхлых пород на конвейерный или железнодорожный транспорт сменную производительность драглайна следует уменьшать на 10 %, при погрузке в автотранспорт — на 15 %.

13.2.2. ОДНОКОВШОВЫЕ КАРЬЕРНЫЕ КОЛЕСНЫЕ ПОГРУЗЧИКИ

Одноковшовые карьерные колесные погрузчики предназначены для выемки мягких пород непосредственно из массива, механически разрушенной или взорванной породы. Они используются в качестве выемочно-погрузочного оборудования, как правило, в сочетании с автомобильным транспортом и выемочно-погрузочно-транспортного оборудования для доставки пород к рудоспускам, дробильным агрегатам, транспортным средствам (рис. 13.9).

Наиболее широко распространены неповоротные большегрузные колесные фронтальные карьерные погрузчики с передней разгрузкой ковша вместимостью 7,65—9,2 м^3.

Современные карьерные погрузчики могут нормально работать, конкурируя по эффективности с экскаваторами с вместимостью ковша до 12 м^3, в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью до 91—170 т. Помимо моделей со стандартной стрелой крупнейшие фирмы выпускают погрузчики с удлиненной стрелой, обеспечивающей возможность работы с автосамосвалами грузоподъемностью до 350 т. При этом для погрузки пород с одинаковой плотностью при увеличении высоты разгрузки ковша в автосамосвал на 18,4—27,4 % номинальная грузоподъемность погрузчика снижается соответственно на 20—30 %.

Карьерные колесные погрузчики имеют следующие характерные особенности:

- высокую скорость передвижения, что дает возможность одному погрузчику обслуживать несколько забоев (горизонтов) одного или нескольких близко расположенных карьеров;
- небольшие габариты и большую маневренность, позволяющие использовать их в стесненных условиях,
- незначительную зависимость производительности от высоты забоя, что создает благоприятные условия для применения их при разработке невысоких развалов взорванных горных пород и уступов;
- универсальность применения в связи с возможностью качественной зачистки подошвы забоя, подъездных автодорог, уборки негабаритов, а также с использованием комплектов сменного рабочего оборудования — бульдозерных отвалов, челюстных захватов, двухчелюстных ковшей и др.

Структурные особенности технологических схем горных работ с использованием карьерных погрузчиков и области их применения во многом определяются конкретными горно-техническими условиями разработки месторождений, а также горным и транспортным оборудованием.

Погрузчики применяют в низких (до 2 м), нормальных (2—5 м) и высоких (более 5 м) забоях.

Наиболее распространена высота уступа 8—15 м

Высоту уступов, разрабатываемых погрузчиками, определяют исходя из их параметров в соответствии с требованиями ЕПБ.

Минимальная ширина заходки погрузчика

$$A_{min} = b_к + c_п,$$

где $b_к$ — ширина ковша погрузчика, м, $c_п$ — наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой развала или уступа, м ($c_п = 0,4 \div 0,6$ м).

У мощных погрузчиков $b_к = 4$ м, при этом $A_{min} = 4,5 \div 5$ м. Наиболее высокая производительность мощных погрузчиков достигается при ширине заходки

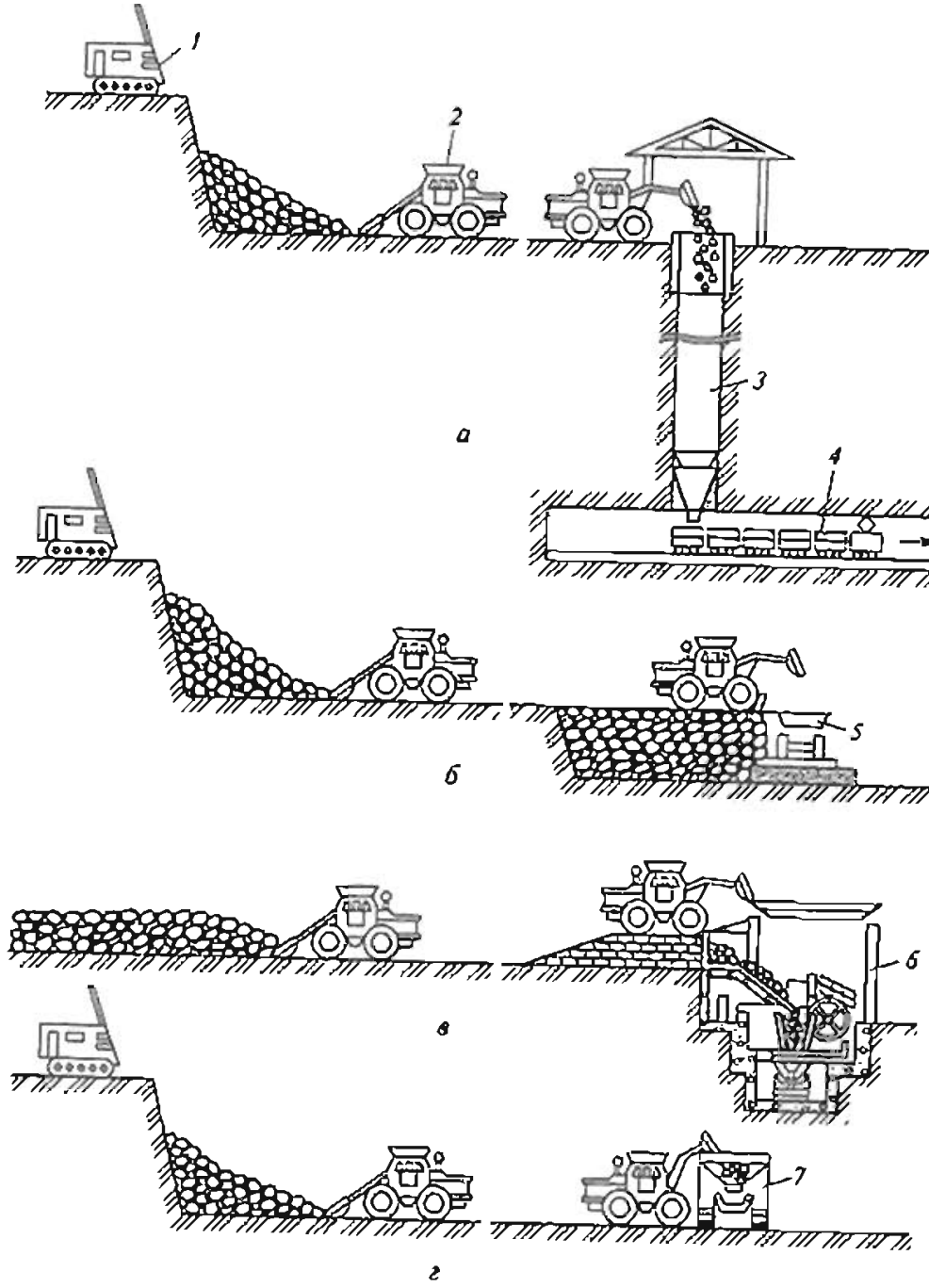


Рис. 13.9. Технологические схемы разработки разрушенных пород с применением погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования (по К.Н. Трубецкому) для доставки их к рудоспуску (*а*), перегрузочной площадке (*б*), стационарной дробилке (*в*), передвижной дробилке (*г*):

1 — буровой станок; *2* — погрузчик; *3* — рудоспуск; *4* — железнодорожный состав; *5* — думпкар; *6* — стационарная дробильная установка; *7* — передвижной (самоходный) дробильный агрегат

12—15 м, позволяющей применять рациональные схемы поворота погрузчика и автосамосвалов.

Технологические схемы с использованием карьерных погрузчиков должны предусматривать разработку взорванной горной породы поперечными заходками, рыхлой (мягкой) горной породы из целика — продольными или поперечными заходками.

При высоте забоя до 11—12 м ширина зоны черпания (ширина заходки) погрузчика должна составлять не менее 12—14 м, а при высоте забоя более 11—12 м эффективная работа погрузчиков достигается при узких заходках шириной до 6—8 м.

При совместной работе крупных карьерных экскаваторов и погрузчиков последние предпочтительнее применять при отработке поперечными забоями первой заходки и с высотой развала до 6—8 м.

При использовании погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования (с разгрузкой ковша не выше транспортного положения) они должны оснащаться ковшами увеличенной вместимости, так как грузоподъемность погрузчиков при погрузочно-транспортных работах может быть увеличена до 25—40 % по сравнению с их номинальной грузоподъемностью.

Основным критерием оценки эффективности работы погрузчика является его производительность, определяемая геометрической вместимостью ковша $V_п$, коэффициентом его наполнения $k_н$, продолжительностью рабочего цикла $t_ц$, коэффициентом разрыхления горной породы в ковше погрузчика $k_р$, плотностью разрабатываемых пород γ, видами выполняемых работ и транспорта.

Техническая производительность погрузчика, т/ч,

$$Q_т = 3600 V_п k_н \gamma / (t_ц k_р),$$

где $V_п$ выражается в м^3; γ — т/м^3; $t_ц$ — с.

Продолжительность рабочего цикла можно определять по выражению $t_ц = 87{,}8 - 10{,}65 q_п + 0{,}52 q_п^2$, где $q_п$ — грузоподъемность погрузчика, т.

Эксплуатационная производительность погрузчика, м^3/см В отличие от других экскавационных машин погрузчики работают в качестве как основного погрузочного оборудования (в режиме погрузки), так и погрузочно-транспортного оборудования (в транспортном режиме) в технологической цепи горного производства. При этом если в первом случае преобладающее влияние на производительность оказывает кусковатость разрыхленной горной породы, то во втором — продолжительность движения.

Эксплуатационная производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочного оборудования, т/см, в зависимости от грузоподъемности автосамосвала $q_а$, т,

$$Q_{эксп.п} = 3600 T_{см} k_{ис} q_а / (n_к t_ц + t_м)$$

или

$$Q_{эксп.п} = 3600 T_{см} k_{ис} V_г k_н q_а / (t_ц q_а k_р + V_г k_н \gamma t_м),$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{ис}$ — коэффициент использования погрузчика в течение смены; $k_н = 0{,}8 \div 1{,}2$ — коэффициент наполнения ковша. При средне- и крупнокусковой взорванной горной породе с плотностью более 2,6—2,7 т/м^3 не происходит максимальное наполнение ковша с «шапкой», поэтому величину $k_н$ целесообразно принимать в пределах 1,14—1,15; $t_м = 60 \div 120$ — время установки автосамосвала под погрузку, с; $n_к$ — число ковшей, погружаемых в кузов автосамосвала.

При нормальном обеспечении погрузчиков транспортными средствами или при их работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования коэффициент использования погрузчика в течение смены $k_{ис}$ зависит от затрат времени на техническое обслуживание и текущий ремонт погрузчиков, а также от степени

использования их на вспомогательных работах (на подчистке забоев, рабочих площадок уступов, подъездных путей и т.п.) и находится в пределах 0,75—0,9. Поскольку погрузчики с ковшом вместимостью более 10 м^3 нецелесообразно использовать на вспомогательных работах, рекомендуется $k_{ис}$ для таких машин, а также для всех погрузчиков, работающих в транспортном режиме, принимать равным 0,9; для погрузчиков с ковшом вместимостью 4,6—9,2 м^3 $k_{ис}$ = 0,75÷0,85.

При инженерных расчетах может быть использована регрессионная зависимость, учитывающая влияние среднего размера куска, ширины ковша, грузоподъемности погрузчика, м^3/см:

$$Q_{экск.п} = \frac{3600T_{см}k_{ис}V_{п}k_{н}}{0{,}52k_{р}(168{,}85-20{,}5q_{п}+q_{п}^{2})+V_{п}k_{н}\gamma t_{ц}/q_{п}}.$$

Значения сменной производительности карьерных погрузчиков приведены в табл. 13.31.

Таблица 13.31

Производительность карьерных погрузчиков, м^3, за 8-часовую смену при погрузке в автосамосвалы разрыхленной породы

Петрографическая характеристика горных пород	Средний размер куска $d_{ср}$, мм	Вместимость ковша с «шапкой», м^3	
		4,6—5,4	7,5—9,2
Песок, гравий и их смеси, щебень	—	2060—2630	2710—3190
Известняк, известняк с прослоями доломитов и кремнистых включений, плагиограниты, диорит-порфиры, серпентиниты; туфобрекчии, конгломераты, песчаники с включениями раковин и их обломков, перидотиты, рисчорриты, уртиты, ювиты, брекчии кварцевых порфиров, габбро-диориты, песчаники с прослоями алевролитов и кремнистых сланцев, кварц-турмалиновые и кварцевые породы	До 100	1900—2430	—
	100—200	1640—2090	2530—2970
	200—300	1160—1470	2020—2370
	300—400	1020—1290	1780—2080
	400—500	—	1670—1950
	500—600	—	1590—1860
	600—700	—	1550—1810
	700—800	—	1510—1770

При работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования с разгрузкой ковша на уровне транспортного положения производительность погрузчика, т/см, рекомендуется определять с учетом качества подготовки разрыхленной горной породы, расстояния транспортирования и скорости движения груженого $v_{гр}$ и порожнего $v_{пор}$ погрузчика:

$$Q_{экск.п} = \frac{3600T_{см}k_{ис}V_{п.т}k_{н}\gamma}{\left[t_{ц}+3{,}6\left(\frac{L_{г}}{v_{гр}}+\frac{L_{п}}{v_{пор}}\right)+t_{р}\right]k_{р}},$$

где $L_г$, $L_п$ — расстояние движения соответственно груженого и порожнего погрузчика от забоя к месту разгрузки, м; $V_{п.т}$ — геометрическая вместимость ковша для транспортных работ, м^3; $t_р$ — время разгрузки ковша погрузчика, с.

Таким образом, производительность погрузчиков определяется в основном вместимостью и коэффициентом наполнения ковша, продолжительностью

цикла погрузки и коэффициентом разрыхления разрабатываемых горных пород. Последние три показателя зависят от качества подготовки полускальных и скальных пород к выемке. Причем с уменьшением кусковатости дробленых горных пород производительность погрузчика возрастает при соответствующем увеличении коэффициента наполнения ковша, снижении продолжительности черпания (составляющей цикла погрузки) и коэффициента разрыхления горных пород в ковше. Вместе с ростом производительности погрузчика и, следовательно, снижением затрат на погрузочно-транспортные работы увеличиваются затраты на подготовку скальных горных пород к выемке. Поэтому требуется найти такую степень взрывного разрушения пород массива, которая позволяла бы обеспечить наиболее эффективное выполнение основных технологических процессов, а не только наивысшую производительность погрузчиков.

Установлено, что в зависимости от вместимости ковша (до 8 м^3) погрузчиков и типа дробильного оборудования оптимальное значение $d_{ср}$ по минимуму затрат на выполнение основных технологических процессов находится в подавляющем большинстве случаев в пределах 200—400 мм.

Предельный размер негабаритного куска при использовании погрузчиков определяется исходя из номинальной их грузоподъемности, а при поступлении горных пород на дробильные агрегаты — исходя из размеров приемного отверстия последних.

Условие, ограничивающее линейные размеры наиболее крупных кусков при погрузке взорванных горных пород карьерными погрузчиками, приведено ниже.

Вместимость ковша карьерного погрузчика, м^3	4,6—5,4	7,5—9,2	11,5—14	16,5—20
Максимально допустимый линейный размер куска мм	1600—1700	2200—2300	2700—2800	3100—3200

Для обеспечения наиболее эффективной работы погрузчиков при проектировании взрывного разрушения или механического рыхления горных пород нужно ориентироваться на процессы подготовки пород к выемке, обеспечивающие получение коэффициента разрыхления в свободной насыпке в пределах 1,27—1,4.

Таблица 13.32

Рекомендуемый режим работы карьерных погрузчиков (при движении по дорогам с покрытием щебеночного типа)

Годовой объем выполняемых погрузчиком работ, млн т	Число рабочих смен в сутки при использовании погрузчика в качестве				Число рабочих смен в году в районах		
	погрузочного оборудования	погрузочно-транспортного оборудования при расстоянии транспортирования, км			северных	средней полосы	южных
		более 0,1	до 0,3	до 0,7			
0,1—0,3	—	—	—	2	460	475	485
0,3—0,8	—	—	2	—	455	470	475
Более 0,8	—	3	—	—	740	770	785
0,5—1,8	2	—	—	—	465	480	490
Более 2	3	—	—	—	745	780	795

При расчетах производительности карьерных погрузчиков рекомендуемый режим их работы можно принимать в соответствии с данными, приведенными в табл 13.32.

13.2.3. МНОГОКОВШОВЫЕ И РОТОРНЫЕ ЭКСКАВАТОРЫ

Многоковшовые цепные экскаваторы предназначены для разработки мягких горных пород. Наиболее благоприятная область их применения — разработка песчано-глинистых пород, а также бурых углей с удельным сопротивлением копанию до 0,6—0,7 МПа. Цепные экскаваторы имеют теоретическую производительность от 300—400 до 6000 м^3/ч, массу — от 200—300 до 5000 т.

Тип ходового оборудования (рельсовый или гусеничный) определяет способ отработки забоя: фронтальный — при рельсовом ходовом оборудовании и торцевой — при гусеничном. Возможна отработка забоя и комбинацией этих способов.

Цепными экскаваторами забой можно отрабатывать как верхним, так и нижним черпанием.

Торцевой забой, типичный для многоковшовых поворотных экскаваторов на гусеничном и шагающем ходу, отрабатывают обычно многорядными серповидными параллельными или веерными стружками с одной точки стояния экскаватора при повороте его ковшовой рамы.

Высота уступов (забоев), разрабатываемых цепными экскаваторами, зависит от длины их ковшовых рам и углов откоса уступов; обычно она не превышает 30 м при верхнем черпании и 40 м — при нижнем. Нижнее черпание целесообразно применять при плотных глинистых породах.

Экскаваторы с жесткими рамами без планирующего звена следует применять для валовой выемки однородных пород с верхним и реже нижним черпанием, экскаваторы со свободно провисающей ковшовой цепью — для разработки мягких пород с включениями валунов (размером 200—250 мм при вместимости ковшей более 600 л). Планирующие звенья (в конце рамы при нижнем черпании и в начале — при верхнем) применяют для планировки площадок, уборки гребней и т.п.; их длина 2—6 м. Для раздельной выемки следует применять многошарнирные рамы. Для раздельной выемки горизонтальных или пологих пластов сложного строения можно применять цепные неповоротные экскаваторы с многошарнирными телескопическими ковшовыми рамами. При невыдержанном залегании пластов для их раздельной выемки целесообразно применять поворотные экскаваторы с многошарнирными рамами.

Роторные экскаваторы можно использовать для разработки плотных мерзлых пород и ведения селективной выемки. Область их эффективного применения ограничивается физико-механическими свойствами разрабатываемых пород, климатическими условиями, целесообразной производительностью по вскрыше или добыче.

Предельные значения крепости пород, разрабатываемых экскаваторами традиционного конструктивного исполнения с повышенным усилием копания, находятся в интервале $f = 1{,}8 \div 2{,}2$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова ($\sigma_{сж} = 18 \div 22$ МПа), для экскаваторов с высокими удельными усилиями копания и при принятии соответствующих конструктивных мер — до $f = 3$ ($\sigma_{сж} = 30$ МПа).

Применение роторных экскаваторов ограничивается обводненностью горного массива, налипанием и намерзанием пород, их тиксотропностью. Сущест-

вующие способы и средства борьбы с перечисленными факторами не в состоянии полностью нейтрализовать их негативное влияние. Поэтому при разработке слабых вскрышных пород целесообразно ориентироваться на сезонную работу с остановкой роторных экскаваторов на зимний (осенне-весенний) период.

Роторные экскаваторы выпускают с различными удельными усилиями копания K_F. По этому показателю экскаваторы могут быть: с нормальным усилием копания — 0,45—0,7 МН/м^2 (тип ЭР), повышенным усилием копания — 0,81—2,1 МПа (тип ЭРП) и высоким усилием копания — более 2,1 МПа (тип ЭРВ), а породы делят на три категории: слабые — $K_F < 7$ МПа; средней крепости — $K_F = 0,7 \div 1,4$ МПа; повышенной крепости — $K_F = 1,4 \div 2,1$ МПа (табл. 13.33).

Таблица 13.33

Сопротивление пород копанию при их разработке роторными экскаваторами

Группа пород	Порода	Удельное усилие копания K_F, МПа
Слабые	Пески, супеси, суглинки, глины песчаные, каолинитовые, углистые, глинистые песчаники, алевролиты, аргиллиты и известняки слабые, мергели, глинистые сланцы Бурые угли слабые и средней крепости	До 0,7
Средней крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты средней крепости, мергели Бурые угли крепкие, угли бурые с промерзшим слоем	0,7—1,4
Повышенной крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты крепкие Каменные угли	1,4—2,1

Удельная сила копания K_F, МПа, может быть рассчитана по выражению

$$K_F = \frac{3,3P_p}{Q_{пл}} - 0,67 \cdot 10^{-2} \gamma_{пл} D_p,$$

где $Q_{пл}$ — расчетная производительность экскаватора по плотной массе, м^3/ч; D_p — диаметр ротора, м; $\gamma_{пл}$ — плотность экскавируемого материала, т/м^3; P_p — суммарная мощность привода ротора, кВт,

$$P_p = \frac{P_к + P_п}{\eta_p},$$

где $P_к$ — мощность, кВт, необходимая на копание при заданной производительности экскаватора в плотной массе,

$$P_к = \frac{K_F Q_{пл}}{3,67};$$

$P_п$ — мощность, кВт, необходимая на подъем экскавируемого материала,

$$P_н = \frac{0{,}67 \cdot 10^{-2} Q_{пл} \gamma_{пл} D_р}{3{,}67};$$

$\eta = 0{,}9$ — КПД привода ротора.

Возможность использования роторных экскаваторов при разработке тех или иных горных пород определяется помимо расчетной удельной силы копания динамической характеристикой роторного экскаватора. В результате для экскаваторов традиционного конструктивного исполнения с повышенной удельной силой копания по условиям динамической устойчивости могут быть реализованы значения K_F до 0,9—1,1 МПа, что соответствует средневзвешенной крепости пород по отрабатываемому слою $f_{ср}$ = 1,85÷2,2 по шкале проф. М.М. Протодьяконова (временное сопротивление одноосному сжатию $\sigma_{сж}$ = 18÷22 МПа).

Расширение области использования роторных экскаваторов может быть обеспечено соответствующей взрывной подготовкой горного массива или предварительной обработкой поверхностно-активными веществами (ПАВ). При применении взрывного разрушения массива необходимо обеспечить кусковатость материала в пределах 300—400 мм.

По климатическим условиям можно использовать роторные экскаваторы в нормальном исполнении при температурах окружающего воздуха от +35...+40 °С до −20...−25 °С и в морозостойком исполнении — при температуре ±40 °С. Этот тип экскаваторов сохраняет работоспособность при понижении температур до −55 °С. Вместе с тем опыт использования комплексов с роторными экскаваторами на вскрышных работах в условиях Сибири и Дальнего Востока (северная климатическая зона) показал, что при существующем конструктивном исполнении рабочих и транспортирующих органов машин (роторное колесо, ковши, конвейерные ленты, места перегрузок, очистные устройства и др.) и разработке четвертичных отложений, представленных глинистыми обводненными породами, не удается достигнуть достаточно высоких показателей.

Производительность экскаваторов колеблется от 200 до 19 000 м^3/ч по разрыхленной горной массе. Нижняя граница целесообразного применения роторных экскаваторов определяется его технологическим назначением и видом транспорта горных пород. У добычных роторных экскаваторов эта граница составляет 500—600 м^3/ч при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта. При работе добычных и вскрышных роторных экскаваторов с конвейерным транспортом нижняя граница целесообразного применения таких комплексов оценивается 3500—4000 м^3/ч.

В отечественной практике принята следующая градация карьерных роторных экскаваторов по их номинальной теоретической производительности, м^3/ч:

Малые	До 630
Средние	630—2500
Большие	2500—5000
Мощные	5000—10 000
Сверхмощные	Свыше 10 000

По назначению роторные экскаваторы разделяются на добычные и вскрышные.

Добычные роторные экскаваторы производительностью 500— 5000 м^3/ч и K_F до 2,1 МПа целесообразно применять при разработке угольных месторождений, что позволяет обеспечить регламентированную для энергетических углей крупность (до 300 мм), сократить или устранить взрывную подготовку пород, улучшить дозированную загрузку железнодорожных вагонов.

На основании опыта эксплуатации рекомендуются следующие сочетания добычных роторных экскаваторов с различными видами транспорта:

Производительность экскаватора, м^3/ч . . .	До 1500	1500—3500	3500—5000
Рекомендуемые виды транспорта	Железнодорожный, автомобильный	Железнодорожный	Конвейерный

Вскрышные роторные экскаваторы целесообразно применять главным образом при мягких вскрышных породах в сочетании с конвейерным транспортом. Такие экскаваторы выпускаются производительностью от 500 до 11 000 м^3/ч и удельным усилием копания 1,15 МПа.

В зависимости от конструкции роторные экскаваторы различаются:

- по способу черпания — с верхним черпанием (при глубине нижнего черпания не более 0,5 диаметра ротора), верхнего и нижнего черпания;
- по типу разгрузочного устройства — с разгрузочной консолью и соединительным мостом.

Большинство моделей роторных экскаваторов имеют невыдвижную стрелу, что требует перемещения машины при образовании каждой новой стружки.

Преобладающий тип ходового оборудования — гусеничный: двухгусеничный и трехопорный многогусеничный. Первый тип ходового оборудования характерен для машин массой до 1000—1200 т, второй тип — для более тяжелых машин. Ново-Краматорским машиностроительным заводом применительно к экскаваторам массой более (2—3) тыс. т создано шагающе-рельсовое ходовое оборудование, которое по сравнению с многогусеничным обеспечивает значительное повышение маневренности машины, уменьшение максимальных удельных давлений на грунт в (1,5—2,5) раза.

По конструкции разгрузочного устройства различают три основных типа роторных экскаваторов:

1) с разгрузочной консолью, расположенной на поворотной платформе экскаватора и имеющей ось поворота, совпадающую с осью поворота верхней части экскаватора;

2) с разгрузочной консолью, расположенной на нижней раме экскаватора. Такие экскаваторы имеют меньшую массу, требуют рабочие площадки меньшей ширины, более маневренны;

3) с отдельно расположенным разгрузочным устройством, связанным с экскаватором телескопическим соединительным мостом.

Такая конструкция позволяет отрабатывать на один транспортный горизонт суммарную высоту уступа, превышающую номинальную высоту черпания самого роторного экскаватора.

Роторный экскаватор с верхней погрузкой позволяет осуществлять погрузку горной массы на конвейеры, расположенные на кровле разрабатываемого уступа, фактически выполняя функции экскаватора с нижним черпанием.

Забой роторного экскаватора может быть продольным (фронтальным) или торцевым.

Фронтальный забой характерен для роторных экскаваторов на рельсовом ходу, а также при раздельной выемке.

Торцевой забой типичен для роторных экскаваторов на гусеничном и шагающе-рельсовом ходу. Отработку его производят с непрерывным поворотом роторной стрелы в горизонтальной плоскости и периодическим — в вертикальной плоскости. Узкий торцевой (боковой) забой применяется в основном при раздельной выемке. При наличии соединительного моста или перегружателя отработку ведут рядом параллельных заходок при постоянном положении транспортных коммутаций (конвейера или железнодорожных путей) вдоль фронта уступа.

При выборе схемы выемки учитывают следующие факторы.

Выемка вертикальными стружками позволяет увеличить высоту разрабатываемого уступа и кусковатость разрыхленных плотных пород.

Энергоемкость выемки и удельное сопротивление породы копанию при выемке вертикальными стружками ниже (на 10—30 %), чем горизонтальными, а удельное давление на грунт выше.

В мягких устойчивых породах целесообразна валовая выемка многорядными вертикальными стружками, особенно при работе мощных экскаваторов. Выемка комбинированными способами эффективна при малоустойчивых породах (когда необходимо создать пологий откос уступа), при малой несущей способности, при необходимости уменьшения кусковатости экскавируемой породы, а также при раздельной выемке тонких слоев.

Простая или сложная раздельная выемка залежей сложного строения может проектироваться с применением роторных экскаваторов в сочетании с железнодорожным транспортом.

Выбор способа выемки определяется углом и направлением падения пластов по отношению к откосу уступа, числом и мощностью пластов в пределах заходки, ее положением относительно простирания пластов и типом роторного экскаватора. Необходимость обеспечения определенного способа выемки может явиться, в свою очередь, важным фактором, определяющим выбор типа роторного экскаватора.

Заходки различаются по направлению выемки и ширине. Забой может быть торцевым или фронтальным; последний применяется только для экскаваторов с выдвижной стрелой при выемке по простиранию пластов. При торцевом забое выемку породы и полезного ископаемого в пределах заходки (рис. 13.10) можно проектировать последовательными слоями (послойная отработка боковым забоем) на значительную часть длины заходки и аналогично сплошной выемке с отработкой забоя по высоте уступа на длину забойного блока (подвигания экскаватора).

Простая раздельная выемка, заключающаяся в создании простого забоя, требует выделения однорядных заходок или однородных частей (блоков, слоев) в разнородной заходке. Ее можно производить торцевым забоем при сплошной или послойной отработке узких заходок и иногда торцевым забоем при сплошной отработке нормальных заходок или продольным забоем.

Послойная отработка боковым забоем аналогична, в сущности, выделению подуступов и осуществляется узкими заходками при выемке вертикальными или комбинированными стружками. Такой способ рационален при разработке

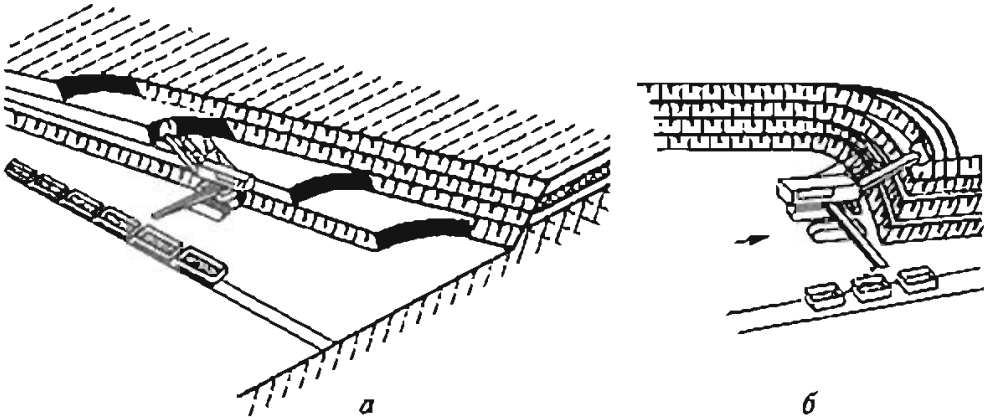


Рис 13.10 Схемы раздельной выемки в торцевом забое длинными слоями в узкой заходке (*а*) и на глубину забойного блока в нормальной заходке (*б*)

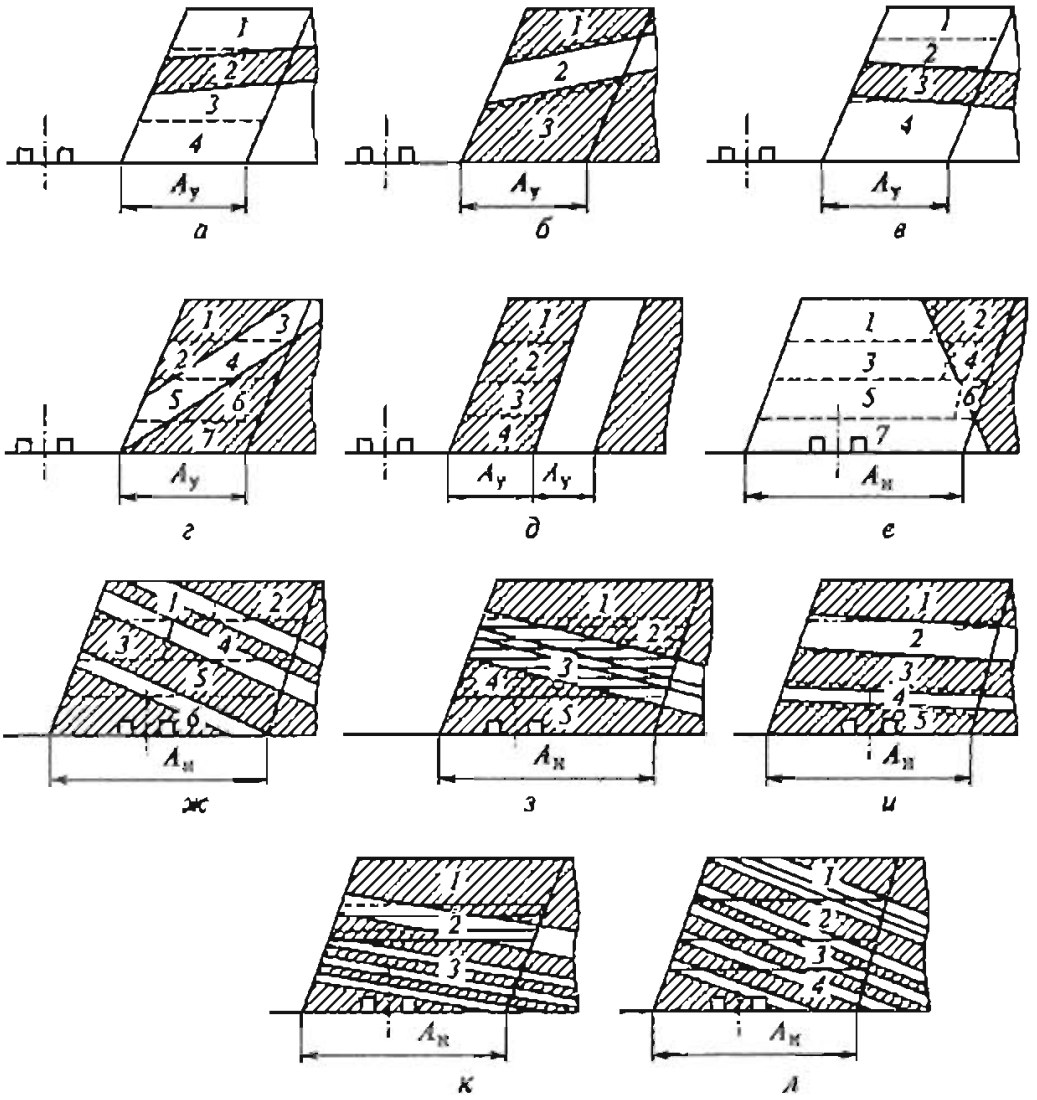


Рис. 13.11. Основные схемы раздельной выемки роторными экскаваторами в торцевых забоях при разработке пластов по простиранию:

1–7 — последовательность (этапы) отработки слоев; $A_н$ — заходка нормальной ширины; $A_у$ — узкая заходка

по простиранию в случае согласного залегания пластов и откоса уступа при угле падения пластов $\alpha = 0 \div 5°$, когда возможна раздельная выемка горизонтальными или наклонными слоями (рис. 13.11, *а*, *б*). Послойная отработка заходки обусловливает большие потери полезного ископаемого (из-за оставления целиков в слое) и низкую производительность экскаватора во всех случаях разработки вкрест простирания, а при разработке по простиранию — при угле $\alpha > 12 \div 15°$ при несогласном залегании (рис. 13.11, *в*) и при $\alpha > 35 \div 40°$ в случае согласного залегания (рис. 13.11, *г*). Минимальную длину отдельно отрабатываемого слоя определяют из условия загрузки каждого состава только породой или углем (100—250 м).

При разработке по простиранию крутых пластов ($\alpha > 35 \div 40°$) при согласном падении пластов и линии откоса уступа эффективна выемка узкими заходками при торцевом забое экскаватора для совмещения откоса уступа с пластом (рис. 13.11, *д*); ширина заходок при этом равна горизонтальной мощности пластов или пачек (не менее 5—8 м).

Сложная раздельная выемка производится в торцевых забоях при сплошной отработке нормальных по ширине (иногда широких) заходок.

При несогласном падении крутых пластов может проектироваться выборочная выемка вертикальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями (рис. 13.11, *е*).

Сложная раздельная выемка типична для разработки как по простиранию, так и вкрест простирания наклонных и пологих пластов.

Раздельную выемку вертикальными многорядными стружками можно осуществлять путем выборочной отработки отдельных участков горизонтальных слоев забоя (рис. 13.11, *ж*, этапы *1—4*) или посредством отработки забоя наклонными слоями (рис. 13.11, *и*, этап *3*). Раздельную выемку горизонтальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями производят путем ступенчатого опускания роторного колеса в процессе экскавации на толщину стружки при достижении контакта уголь—порода (рис. 13.11, *з*, этапы *2*, *3*). Возможна раздельная выемка горизонтальными стружками и при отработке забоя наклонными слоями (рис. 13.11, *и*, этап *4*).

Основными преимуществами раздельной выемки горизонтальными стружками являются уменьшение высоты слоя выемки до толщины одной стружки и более точное следование роторного колеса за контактом угля и породы. Вместе с тем выемка горизонтальными стружками характеризуется рядом недостатков. Поэтому в общем случае целесообразна раздельная выемка комбинированным способом (рис. 13.11, *к*) с отработкой большей части забоя горизонтальными стружками и вертикальными стружками для устранения гребней на подошве уступа и отработки верхней части забоя при увеличении высоты уступа.

Выемка наклонными слоями существенно снижает потери и разубоживание полезного ископаемого, обусловливает одновременно резкое уменьшение производительности по сравнению с выемкой горизонтальными слоями. В связи с этим таким способом целесообразно осуществлять только выемку маломощных пластов высококачественного полезного ископаемого при угле падения до 13°.

При разработке вкрест простирания пластов сложную раздельную выемку осуществляют в обычном торцевом забое при различной высоте горизонтальных слоев и длине забойных блоков по ним в зависимости от угла падения и мощности угольных пластов и породных прослойков.

При разработке маломощных пластов или разделении пласта на разнородные пачки в числе пачек (пластов) в заходке более двух-трех требуемая степень селекции (разделения полезного ископаемого и породы) в ряде случаев достигается при валовой выемке горизонтальных слоев вертикальными многорядными (иногда однорядными) стружками во всем забое (рис. 13.11, *л*) или части забоя по высоте (см. рис. 13.11, *ж*, этапы *5* и *6*) и при погрузке полезного ископаемого и породы в разные составы или вагоны. Валовую выемку прочного полезного ископаемого ведут горизонтальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями (см. 13.11, *з*, этап *1*).

При выборе направления расположения фронта работ следует учитывать, что при согласном направлении падения пластов и линии откоса уступа потери примерно в 1,5 раза меньше, чем при несогласном. С увеличением угла падения пласта потери возрастают при расположении заходок вкрест простирания и уменьшаются при разработке по простиранию (в первую очередь за счет применения узких заходок при выемке торцевым забоем). Потери и разубоживание резко возрастают с увеличением диаметра роторного колеса и уменьшением мощности пластов (пачек) полезного ископаемого. Практически при применении современных роторных экскаваторов раздельная выемка пластов возможна при их мощности не менее 2 м.

Расчет производительности многоковшовых и роторных экскаваторов

Паспортная (теоретическая) производительность определяется как наибольшее расчетное значение производительности экскаватора по пропускной способности его транспортирующих органов (ковшей и конвейеров).

Принято выражать теоретическую производительность экскаватора, м^3/ч, как его часовую объемную производительность по разрыхленной массе:

$$Q_п = V_0 s\, 60,$$

где V_0 — номинальная (расчетная) вместимость ковша, м^3; s — частота ссыпок, мин$^{-1}$.

За номинальную (расчетную) вместимостью ковша принимают либо геометрическую вместимость самого ковша, либо часть суммарной вместимости ковша и подковшового пространства (для роторных экскаваторов):

$$V_0 = (0{,}65 \div 0{,}7)(V_к + V_п),$$

где $V_к$ и $V_п$ — геометрическая вместимость соответственно ковша и подковшового пространства.

Расчетная пропускная способность конвейеров экскаватора должна превышать теоретическую производительность не менее чем на 15—20 %.

Техническая производительность $Q_т$ — максимально возможная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_т = \frac{Q_п}{k_р}\eta_F,$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления; $\eta_F \le 1$ — коэффициент влияния физико-механических свойств разрабатываемых пород.

Это влияние может проявляться либо в повышении липкости (влажности) разрабатываемых пород, либо в повышении удельной силы копания K_F. В первом случае коэффициент определяется опытным путем, во втором — либо опытным, либо по зависимости

$$\eta_F = \frac{K_{F_0} + 6{,}7 \cdot 10^{-3} \gamma_0 D_p}{K_{F_i} + 6{,}7 \cdot 10^{-3} \gamma_i D_p},$$

где K_{F0} и K_{Fi} — удельная сила копания соответственно паспортная (расчетная) и для конкретной разрабатываемой породы, МПа; γ_0 и γ_i — плотность соответственно расчетной и разрабатываемой горной массы, т/м^3; D_p — диаметр ротора, м.

При этом значение K_{Fi} не должно превышать оговоренного технической характеристикой экскаватора максимально допустимого значения K_{Fmax}.

Эффективная (забойная) производительность $Q_{эф}$ — расчетная (фактическая) производительность экскаватора при принятой схеме отработки конкретного забоя. Цикл работы многоковшовых экскаваторов определяется временем отработки блока, в течение которого выполняют все рабочие и вспомогательные операции. Эффективная производительность экскаватора, м^3/ч, определяется объемом блока $V_б$ и временем его отработки.

Время отработки блока $t_б$ включает в себя время непосредственной экскавации $t_э$ при отработке блока с соответствующей этому блоку технической производительностью и расчетное время выполнения вспомогательных технологических операций при отработке блока $t_{вс}$: остановку и реверсирование механизма поворота в конце каждой стружки, переходы от стружки к стружке, от слоя к слою, от одного блока к другому. Отношение

$$k_э = t_э / (t_э + t_{вс})$$

называется коэффициентом забоя, который учитывает потери времени на выполнение вспомогательных технологических операций при отработке конкретного забоя

При паспортных значениях параметров забоев и производительности для роторных экскаваторов обычного исполнения $k_э$ = 0,7÷0,8.

Расчетная величина эффективной производительности

$$Q_{эф} = Q_т k_э k_{упр} k_п,$$

где $k_{упр}$ — коэффициент качества управления экскаватором; $k_п$ — коэффициент потерь (просыпей) экскавируемого материала.

Коэффициент качества управления характеризует изменение фактической производительности экскавации из-за увеличения по сравнению с расчетной длительности вспомогательных технологических операций при отработке блока. При расчетах принимают: для роторных экскаваторов $k_{упр}$ = 0,92÷0,96, для цепных $k_{упр}$ = 0,93÷0,98.

Большие значения следует относить к более крупным экскаваторам.

Коэффициент потерь экскавируемого материала $k_п$ учитывает снижение производительности экскаватора при отработке забоя вследствие потерь экскавируемого материала из-за просыпей и необходимости их подборки на подошве забоя.

В нормальных условиях работы коэффициент $k_п$ имеет следующие значения:

Для роторного экскаватора:	
с гравитационным рабочим органом без промежуточных режущих кромок	0,97
с гравитационным рабочим органом с промежуточными режущими кромками	0,93
с центробежным рабочим органом	0,9
Для цепного экскаватора	1

Эксплуатационная производительность. В качестве исходной величины часто удобно принимать эксплуатационную суточную производительность, м^3/сут:

$$Q_{эксп.сут} = Q_{эф} k_{г.к} k_{кл} k_{ц} k_{гр} t_{сут},$$

где $k_{г.к}$ — коэффициент готовности комплекса оборудования, состояние которого определяет возможность работы экскавационной машины; $t_{сут}$ — число часов работы экскаватора в сутки, ч/сут.

Коэффициент готовности — вероятность того, что оборудование будет находиться в работоспособном состоянии в произвольный момент времени, кроме планируемых периодов, в течение которых применение оборудования по назначению не предусматривается. Для наиболее распространенной системы последовательной установки машин комплекса, когда неисправность одной из машин приводит к остановке всего комплекса,

$$k_{г.к} = \frac{1}{\sum_{i=1}^{n_м} \frac{1}{k_{г_i}} - (n_м - 1)},$$

где $k_{гi}$ — коэффициент готовности i-й машины; $n_м$ — число машин в комплексе.

Отдельные типы машин характеризуются следующими значениями коэффициента готовности:

Роторные экскаваторы	0,9—0,95
Цепные экскаваторы	0,85—0,9
Отвалообразователи и перегружатели	0,95—0,97
Ленточные конвейеры (на один став):	
передвижные	0,97—0,98
стационарные	0,98—0,99

Примечание. Меньшие значения коэффициента относятся к более крупным типоразмерам машин. При использовании многоковшовых экскаваторов с железнодорожным транспортом такую систему условно рассматривают как последовательное соединение двух элементов (экскаватор — железнодорожный транспорт), принимая для железнодорожного транспорта $k_г = 0,86$ при расположении в забое одного и $k_г = 0,92$ при расположении в забое двух железнодорожных путей.

$k_{гр}$ — коэффициент использования времени суток, учитывающий плановые простои экскаватора в связи со сменой бригад, для технического обслуживания оборудования, а также затраты времени на отдых и личные надобности обслуживающего персонала ($k_{гр} = 0,85 \div 0,87$); $k_{кл}$ — коэффициент влияния климата, учитывающий характер и степень влияния климатических условий на работу экска-

ватора в различные периоды года. Значения коэффициента влияния климата приведены в табл. 13.34; $k_{тр}$ — коэффициент обеспечения транспортом, характеризующий степень обеспеченности работы экскаватора наличием транспортных средств.

$$k_{тр} = t_п / (t_г + t_о),$$

где $t_п$ и $t_о$ — время соответственно погрузки и обмена транспортного средства.

Таблица 13.34

Коэффициент влияния климата $k_{кл}$

Климатическая зона	Месяц года											
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
Южная	0,88 / 0,92	0,88 / 0,92	0,92 / 0,96	0,96 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	0,97 / 1	0,94 / 0,97	0,92 / 0,94
Средняя	0,85 / 0,9	0,85 / 0,9	0,89 / 0,92	0,92 / 0,96	0,97 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	0,94 / 1	0,91 / 0,96	0,89 / 0,92
Северная	0,8 / 0,85	0,8 / 0,85	0,85 / 0,9	0,9 / 0,95	0,95 / 1	1 / 1	1 / 1	1 / 1	0,95 / 1	0,9 / 0,95	0,85 / 0,9	0,8 / 0,85

Примечание. В числителе — при использовании экскаваторов на вскрышных работах, в знаменателе — при использовании их на добычных работах.

При использовании в качестве транспортных средств железнодорожного или автомобильного транспорта время обмена зависит от общей организации экскавационных и транспортных работ на предприятии, а также от числа транспортных единиц в работе.

При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{тр} = 1$.

За длительный календарный отрезок времени (месяц, год) эксплуатационная производительность, м³/мес, м³/год, определяется из выражения

$$Q_{экспл} = Q_{экспл.сут} T_р k_{вр},$$

где $T_р$ — расчетное число рабочих суток за рассматриваемый календарный отрезок времени; $k_{вр}$ — коэффициент врезки.

Расчетное число рабочих суток

$$T_р = T_к - T_{п.т} - T_{п.о},$$

где $T_к$ — продолжительность рассматриваемого календарного отрезка времени, сут; $T_{п.т}$ и $T_{п.о}$ — длительность плановых остановок соответственно технологических и организационных, сут.

Длительность плановых технологических остановок

$$T_{п.т} = (T_{пер} + T_{х.х}) m_{пер},$$

где $T_{пер}$ = 3÷5 сут — затраты времени на одну передвижку транспортных коммуникаций в забое и на отвале, вызывающие остановку всего комплекса; $T_{х.х}$ — затраты времени на холостой перегон оборудования в процессе одного перехода от заходки к заходке; усреднено $T_{х.х} = L_{х.х}/(12 v_{х.х})$; $L_{х.х}$ — суммарная длина холостых перегонов, м; $v_{х.х}$ — расчетная скорость передвижения машины, м/ч; $m_{пер}$ — чис-

ло переходов от заходки к заходке в течение рассматриваемого календарного отрезка времени.

При совмещении операций передвижки транспортных коммуникаций с холостым перегоном оборудования в выражение для определения длительности плановых технологических остановок вводится продолжительность наиболее длительной из этих двух операций.

Время передвижки транспортных коммуникаций определяется шагом передвижки, длиной передвигаемых коммуникаций, типом и числом применяемого для передвижки оборудования, сменностью работ по передвижке и т.д.

Длительность плановых организационных остановок

$$T_{п.о} = T_{рем} + T_{кл} + T_{пр},$$

где $T_{рем}$ и $T_{кл}$ — простои экскаватора (комплекса) в течение рассматриваемого календарного отрезка времени соответственно в период ремонтных работ всех видов и по климатическим условиям, сут; $T_{пр}$ — число нерабочих (выходных и праздничных) дней в течение рассматриваемого календарного отрезка времени, сут.

Согласно Положению о планово-предупредительном ремонте оборудования открытых горных работ на предприятиях угольной промышленности в ремонтном цикле предусматривается последовательное выполнение следующих видов ремонтов:

$$РЦ = Т - Т - С - Т - Т - К,$$

где $Т$, $С$ и $К$ — соответственно текущий, средний и капитальный ремонты.

Обычно продолжительность ремонтного цикла $T_{р.ц}$ составляет 6 лет.

Помимо указанных ППР предусматривается ежемесячное техническое обслуживание оборудования продолжительностью $T_{то}$, сут.

В целях стабилизации годовой производительности оборудования, особенно машин, ППР которых выполняют непосредственно в забое, рекомендуются рассредоточенные годовые ремонты примерно равной ежегодной продолжительности, в течение которых выполняют совмещено-рассредоточенные объемы всех трех видов ППР. Продолжительность рассредоточенного ремонта, сут/год,

$$T_{р.р} = (4T_т + T_с + T_к) / T_{р.ц},$$

где $T_т$, $T_с$, $T_к$ — продолжительность соответственно текущего, среднего и капитального ремонтов, сут.

Рекомендуемые в угольной промышленности продолжительности каждого вида ремонта, усредненные для основных (по производительности) типов роторных экскаваторов, приведены в табл. 13.35.

Таблица 13.35

Рекомендуемая продолжительность ремонтов роторных экскаваторов на угольных разрезах, сут

Градация экскаваторов по производительности	Теоретическая производительность, м³/ч	Вид ремонта				
		капитальный	средний	текущий	ежемесячное ТО	рассредоточенный
Малые	≤ 630	40	26	14	2	20
Средние	630—2500	70	45	30	3	40
Большие	2500—5000	90	55	40	4	50
Мощные	5000—10 000	110	80	45	5	60

На основании расчетов и по приведенным данным можно определить продолжительность всех видов ремонтов в течение года при круглогодичной работе оборудования.

При сезонной работе все виды ремонтов, кроме ежемесячных ТО, целесообразно выполнять в период остановки оборудования. Тогда продолжительность ремонтов за рабочий сезон

$$T^{c}_{рем} = (n_c - 1)T_м,$$

где n_c — продолжительность рабочего сезона, мес.

Сезонную работу оборудования осуществляют главным образом при применении вскрышных комплексов для разработки и транспортирования относительно обводненных вскрышных пород, склонных к глубокому промерзанию и намерзанию на элементы рабочего оборудования экскаватора и конвейеров. Простои экскаватора (комплекса) по климатическим условиям зависят от территориального расположения предприятия и могут приниматься по данным, приведенным ниже.

Продолжительность простоев экскаваторов по климатическим условиям

Климатическая зона	Южная (Украина, Средняя Азия)	Средняя (Европейская часть России, Южный Урал)	Северная (Сибирь, Дальний Восток, Северный Урал, северо-восток Казахстана)
Продолжительность простоев, сут, при работе:			
круглогодичной	4	7	10
сезонной	2	4	5

13.2.4. МАШИНЫ ФРЕЗЕРНОГО ТИПА

Машины фрезерного типа («Surface Miner» — SM) позволяют осуществлять послойную безвзрывную разработку пород средней крепости ($f = 7{+}8$, $\sigma_{сж} = 50{+}80$ МПа). Они могут использоваться с конвейерным транспортом для селективной выемки сложноструктурных и маломощных залежей полезного ископаемого, что снижает его потери и разубоживание.

Можно проектировать сопряженную работу машин типа SM и перегружателей непрерывного действия для формирования технологических схем с полной конвейеризацией транспорта, что особенно значимо при поиске путей повышения эффективности функционирования глубоких карьеров с большими грузопотоками горной массы.

Наиболее известны следующие типы машин:

VASM (фирма «Воист Альпин») с вынесенным на стрелу рабочим органом (рис. 13.12, *а*);

WSM (фирма «Виртген») — комбайн послойного фрезерования с центральным расположением рабочего органа шнекового типа (рис. 13.12, *б*). Это наиболее распространенные машины.

Машины предназначены в основном для отработки сложноструктурных горизонтальных и слабонаклонных залежей при относительно небольших значениях мощностей отдельных пластов и породных пропластков. Их целесообразно использовать в сочетании с автотранспортом при относительно невысоких объ-

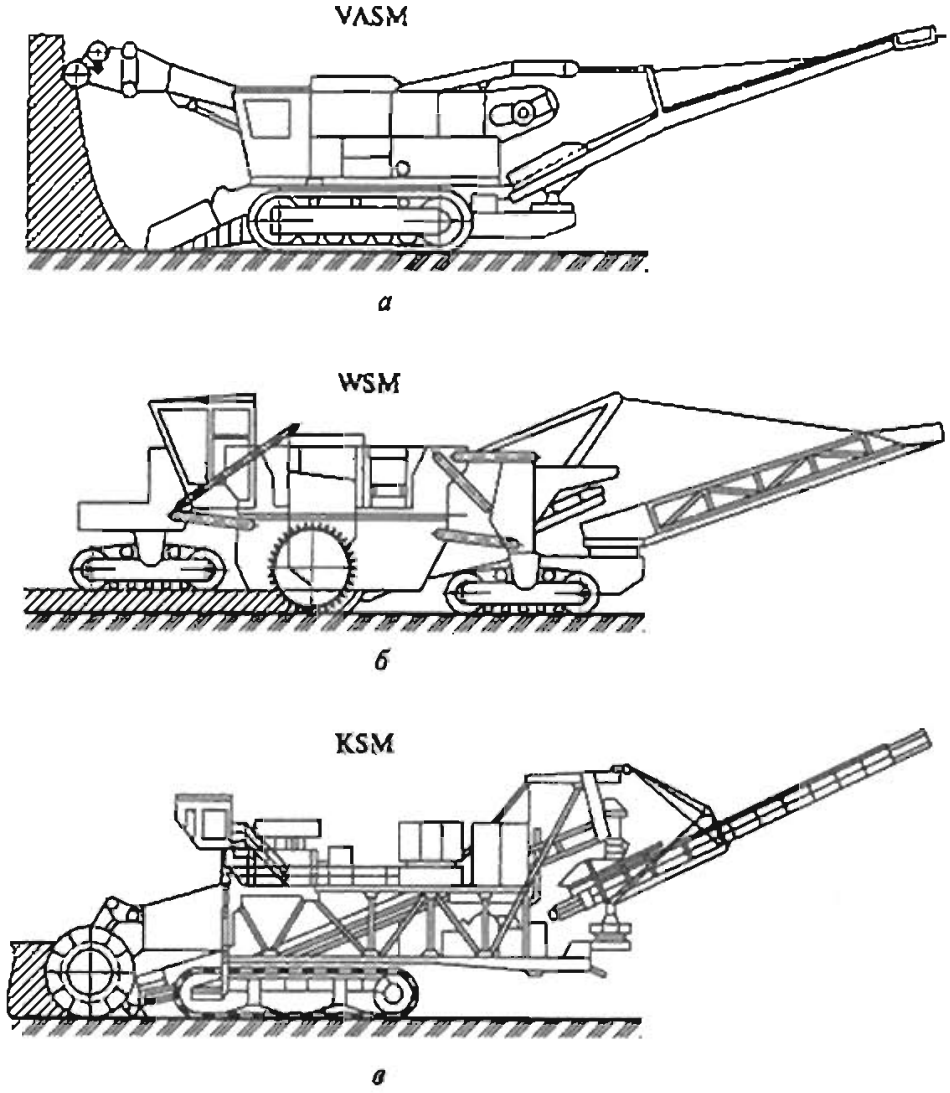


Рис 13.12. Основные конструктивно-компоновочные решения машин типа «Surface Miner» с различным расположением рабочего органа:

а, б — соответственно переднее и центральное на раме; *в* — переднее на консоли

емах горных работ. Конструкция ходового оборудования машин позволяет изменять направление движения только по определенному радиусу и исключает разворот на месте. Это требует обустройства дополнительных горных выработок для маневрирования,

KSM (фирма «Крупп Фердертехник») — широкозахватная машина послойного фрезерования (рис. 13.12, *в*) с консольным расположением рабочего органа.

Машины KSM эффективно можно применять при относительно больших объемах горных работ и для селективной разработки слоистоструктурных залежей.

Послойно-полосовой способ отработки уступов при применении машин фрезерного типа может осуществляться либо перемещением непосредственно за машиной автосамосвалов, либо с использованием перегружателя, осуществляющего связь между непрерывно перемещающейся экскавационной машиной и линией ленточных конвейеров.

Основные технические данные машин типа SM фирмы «Виртген» приведены в табл. 13.36.

Таблица 13.36

Техническая характеристика машин типа «Surface Miner» фирмы «Виртген»

Показатель	Значение показателя для машины			
	2600SM	3000SM	3500SM	4200SM
Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, $м^3/ч$	560	1000	1500	2100
Расчетная техническая производительность по плотной массе, $м^3/ч$	390	720	1050	1500
Ширина захвата (полосы), м	2,6	3	3,5	4,2
Диаметр рабочего органа, м	0,95	1,27	1,4	2,1
Наибольшая высота отрабатываемого слоя, м	0,25	0,4	0,47	0,6
Мощность привода рабочего органа, кВт	280	280	450	550
Удельная энерговооруженность (при расчетной производительности), $кВт \cdot ч/м^3$	0,72	0,39	0,43	0,37
Скорость хода при расчетной производительности, м/мин	10	10	10	10
Масса машины, т	65	60	129	155

Срок службы машин ориентировочно оценивается в 18 лет, расчетный годовой фонд рабочего времени — 4800 ч, коэффициент использования рабочего времени — 0,8.

Основные параметры машин KSM-2000P (русский проект) и KSM-4000 фирмы «Крупп Фердертехник» приведены в табл. 13.37.

Таблица 13.37

Технические характеристики фрезерных машин KSM-2000P и KSM-4000

Показатель	KSM-2000P	KSM-4000
Номинальная производительность по углю (в рыхлой массе), $м^3/ч$	2000	4000
Расчетная высота отрабатываемого слоя, м	2,9	2,75
Ширина отрабатываемого слоя, м	7,1	7,1
Высота разгрузки, м	3,3—12,6	2,3—12,5
Длина разгрузочной консоли, м	15,6	15,6
Максимальная скорость резания, м/с	1,5	1,92
Скорость передвижения (рабочая), м/мин	1,2	1,2
Преодолеваемый уклон, градус:		
при работе	6	6
при передвижении	8,5	8,5
Установленная мощность дизель-генераторов, кВт	1450	720
Удельное давление на грунт, кПа	250	215
Масса машины, т	520	420

В схемах послойно-полосовой технологии с применением машины типа KSM и автомобильного транспорта в зависимости от способа энергоснабжения экскавационной машины (от собственной дизель-генераторной установки или с помощью гибкого кабеля от внешней электросети) отработку экскаваторной заходки можно осуществлять сразу по всему фронту работ или отдельными блоками. В последнем случае длину блока целесообразно принимать равной длине кабеля машины.

При сопряженной работе машины типа KSM с автотранспортом автосамосвал можно загрузить сбоку или сзади без переноса разгрузочной консоли через его кабину.

При этом возникает противоречие между непрерывностью процесса экскавации и цикличным характером обмена транспортных сосудов под погрузкой, что вызывает недоиспользование экскавационной машины по производительности, которое укрупненно оценивается в 45 % (при автосамосвалах грузоподъемностью 120 т). Увеличение грузоподъемности автосамосвалов до 320 т может улучшить коэффициент использования машины на 15—17 %.

Использование бункера-накопителя в схемах сопряженной эксплуатации машин SM и средств колесного транспорта позволяет сократить потери от недоиспользования экскавационной машины приблизительно на 8 %.

Ширину заходки выбирают исходя из способа подачи автосамосвалов под погрузку. Можно применять петлевую, тупиковую, комбинированную, сквозную схемы.

Ширину рабочей площадки следует определять с учетом минимального радиуса поворота автосамосвала, размеров машин и безопасных зазоров между ними, расстояний от верхней бровки отрабатываемой полосы до осей движения машин.

В табл. 13.38 приведены расчетные параметры заходок и рабочих площадок для различных схем подачи автотранспорта (БелАЗ-7519, БелАЗ-7512) под погрузку.

Таблица 13.38

Расчетные параметры заходок и рабочих площадок при работе КСМ-2000Р

Схема подъезда автосамосвала под погрузку	Ширина заходки A, м	Ширина рабочей площадки $Ш_{р.п}$, м	Число полос n
Петлевая	49	66	7
Тупиковая	42	59	6
Комбинированная	35	52	5
Сквозная	28	45	4

Как правило, в начальный период отработки слоя погрузка автосамосвалов производится с их установкой выше уровня стояния машины КСМ-2000Р. После того как ширина неотработанных полос становится меньше ширины маневровой площадки, погрузка автосамосвалов переводится на горизонт установки экскавационной машины.

Эксплуатационную производительность машин фрезерного типа можно рассчитывать с использованием методики определения производительности многоковшовых экскаваторов. При этом за расчетный цикл работы машины

следует принимать отработку одной полосы по всему фронту работ, переход от одной полосы к другой (выезд машины на площадку разворота, разворот машины, врезка в новую полосу или время холостого перехода).

При построении технологических схем с полной конвейеризацией экскавируемой горной массы решающую роль следует отводить средствам механизации, обеспечивающим сопряжение экскавационной машины и забойного конвейера.

В качестве таких технических средств могут использоваться мостовые, одноопорные седельные или консольные межуступные и многоопорные самоходные конвейерные перегружатели.

Выбор варианта комплектации схемы поточного производства при проектировании можно производить на основе сравнения параметров системы разработки и ожидаемых эксплуатационных показателей комплексов горно-транспортного оборудования. При определении эксплуатационной производительности регламентированное время на профилактические осмотры оборудования и другие вспомогательные операции в течение суток для машин типа SM ориентировочно можно оценивать в соответствии с данными табл. 13.39.

Таблица 13.39

Регламентированные затраты времени при работе машины типа SM (по данным фирмы-изготовителя)

Наименование работ	Затраты времени, ч	Периодичность работы
Ежедневное техническое обслуживание	1	Ежедневно
Заправка горючим	0,5	-»-
Замена резцов	0,5	-»-
Итого ежедневное обслуживание	2	-»-
Техническое обслуживание	48	Через 250 ч
Внеплановый ремонт	8	В течение 100 ч работы

Годовая эксплуатационная производительность $Q_{год}$, м^3/год, определяется как

$$Q_{год} = Q_{сут} K_{пер} K_{х.х} t_{раб},$$

где $Q_{сут}$ — эксплуатационная производительность в сутки, м^3/сутки; $K_{пер}$ — коэффициент передвижки транспортных коммуникаций; $K_{х.х}$ — коэффициент холостого хода; $t_{раб}$ — расчетное число рабочих дней экскаватора (комплекса) в течение года.

Коэффициент передвижки учитывает простои экскаватора при обустройстве транспортных коммуникаций. Применительно к использованию автомобильного транспорта $K_{пер} = 1$.

При сопряженной работе машин SM и средств конвейерного транспорта значения этого коэффициента принимают с учетом следующих данных:

- эксплуатационная производительность турнодозера — 2800 м^2/ч,
- число участвующих в передвижке турнодозеров — 2,
- среднее время рихтовки и настройки конвейера после передвижки — 0,024 ч на 1 м длины конвейера.

Коэффициент холостого хода учитывает потери времени на холостой переход оборудования, когда работа комплекса (экскаватора) прекращается.

Численное значение этого коэффициента может быть определено как

$$K_{х.х} = \frac{1}{1 + \frac{Q_{эф}}{0{,}75 v_{пер} h_{сл} A}} K_{ф},$$

где $v_{пер}$ — транспортная скорость машины, м/ч; $Q_{эф}$ — эффективная производительность, м^3/ч; $h_{сл}$ — мощность единичного слоя, м; A — ширина заходки, м; $K_ф = l_{х.х}/l_ф$ — отношение суммарной длины холостых переходов (за каждый цикл отработки слоя) к суммарной длине рабочего хода машины в пределах этого цикла.

Расчетное число рабочих дней экскаватора (комплекса) $t_{раб}$ в течение года определяется выражением

$$t_{раб} = t_{кал} - (t_{рем} + t_{кл} + t_{пр}),$$

где $t_{кал}$ — календарная продолжительность периода работы экскаватора; $t_{рем}$ — простои экскаватора по всем видам планово-предупредительных ремонтов; $t_{кл}$ — простои оборудования по климатическим условиям и организационным причинам; $t_{пр}$ — простои оборудования в нерабочие (выходные и праздничные) дни.

13.3. Транспортирование горных пород

Основными видами карьерного транспорта являются железнодорожный, автомобильный и конвейерный, применяемые самостоятельно, а также их сочетания — комбинированный транспорт.

Другие виды транспорта (скиповой, гравитационный, гидравлический) имеют меньшее распространение, хотя в определенных условиях они могут быть наиболее эффективными.

13.3.1. ВЫБОР ВИДА КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Выбор вида транспорта проводят на основе технико-экономических расчетов применительно к конкретным горно-техническим условиям с учетом: горно-геологических характеристик залегания месторождения, физико-механических свойств горных пород, производительности и глубины карьера, объема перевозок, расстояния транспортирования, вскрытия месторождения, системы разработки и режима горных работ. Применение того или иного вида транспорта должно соответствовать его предназначению и находиться в пределах области его эффективного использования.

Железнодорожный транспорт можно эффективно применять при значительных объемах перевозок (20—150 млн т/год), больших расстояниях транспортирования (5—15 км).

Основные преимущества железнодорожного транспорта: универсальность, надежность в работе, малая зависимость от климатических условий, способность транспортировать горные породы с различными физико-механическими свойствами, незначительное отрицательное воздействие на окружающую среду.

Его целесообразно применять при больших размерах карьерного поля и при выдержанных характеристиках залегания полезного ископаемого, так как для размещения транспортных коммуникаций с допустимыми уклонами пути 2,5—3,5° (40—50 ‰) и радиусами кривых — 80—100 м необходимы значительные площади.

Глубина карьеров при железнодорожном транспорте обычно составляет 200—250 м, а с применением тоннельных схем вскрытия глубоких горизонтов может достигать 350—400 м.

Начиная с глубины разработки приблизительно 150 м целесообразно рассматривать возможность перехода на комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт.

Автомобильный транспорт целесообразно применять при объеме перевозок 15—100 млн т в год, расстояниях транспортирования до 5 км при разработке ограниченных в плане месторождений.

Уклоны автодорог составляют 4—5° (80—100 ‰), радиусы поворота на дорогах — 40—50 м.

Основные преимущества автомобильного транспорта: автономность, т.е. независимость от внешних источников питания энергией; мобильность. Это позволяет применять автотранспорт в сложных условиях залегания, при разработке месторождений с ограниченными запасами и малом сроке эксплуатации, а также для транспортирования горных пород с различными физико-механическими свойствами.

Недостатками автотранспорта являются: зависимость от состояния автодорог и, как следствие, снижение производительности при неблагоприятных погодных условиях, загрязнение атмосферы выхлопными газами.

Автомобильный транспорт как самостоятельный вид применяется до глубины 200—250 м.

При большой глубине разработки следует рассматривать целесообразность применения комбинированного автомобильно-конвейерного, автомобильно-скипового или автомобильно-железнодорожного транспорта.

Конвейерный транспорт можно эффективно применять при мощных грузопотоках (20—60 млн т/год и более) на больших месторождениях с выдержанным прямолинейным фронтом работ.

Рациональное расстояние транспортирования обычно не превышает 4—6 км Высота подъема груза составляет 250—300 м.

Основные преимущества конвейерного транспорта: поточность транспортирования; возможность перемещать материал при углах наклона трассы 16—18°, что позволяет сократить расстояния транспортирования и объем горно-капитальных работ по строительству траншей или наклонных стволов. Недостатками являются жесткие требования к влажности, абразивности и кусковатости материала; зависимость от климатических условий.

Применение конвейерного транспорта целесообразно в первую очередь при использовании роторных и цепных экскаваторов на разработке рыхлых горных пород, а также в комбинации с железнодорожным или автомобильным транспортом, когда конвейеры используют в качестве подъемников и для транспортирования по поверхности.

Для транспортирования скальных и полускальных крупнокусковых пород требуется их предварительная подготовка — дробление или грохочение (размер кусков не должен превышать 400—500 мм). Конвейерный транспорт обычно

вводят в карьер после проведения первоначальных вскрышных работ, т.е. на глубину более 50 м.

Выбор рационального вида транспорта и типа машин осуществляют путем непосредственного сравнения нескольких относительно равнозначных вариантов в следующей последовательности.

1. Намечают виды транспорта (варианты) и типы машин (подварианты), которые могут быть применены при разработке данного конкретного месторождения.

2. Для каждого намеченного к использованию вида транспорта ориентировочно намечают вариант вскрытия, систему разработки, главное направление развития работ.

3. Для каждого намеченного на предыдущем этапе варианта определяют грузопотоки и их динамику.

4. Выбирают критерий (критерии) сравнения вариантов.

5. Находят показатели вариантов по принятому критерию (критериям) оценки.

6. Принимают решение о предпочтительности того или иного варианта.

При решении задачи выбора вида транспорта нельзя упускать из поля зрения вопросы, связанные с возможностью последовательного (по времени) применения различных видов транспорта или перехода на применение транспортных средств другого типоразмера (модели) и комбинированного транспорта. Суть их состоит в том, что необходимо установить момент во времени и положение поверхности карьера в пространстве, при которых будет осуществляться реконструкция транспорта (для комбинированного транспорта определить горизонт перегрузки и положение перегрузочного пункта на этом горизонте). Во всех случаях в проектируемой технологии горных работ следует предусматривать такой переход, т.е. должны быть проработаны вопросы вскрытия, системы разработки, календарного планирования и положения контуров карьера.

Рациональные границы перехода от одного вида транспорта к другому нужно рассчитывать в следующем порядке.

1. Намечают несколько вариантов видов транспорта и границ перехода от одного вида транспорта к другому. В качестве одного из первых вариантов можно принимать горизонт, для которого приблизительно равны эффекты на транспортирование для сравниваемых вариантов.

2. Для каждого рассматриваемого варианта анализируют изменения в технологии и объемах горных работ, вызываемые изменением вида транспорта.

3. Выбирают критерий (критерии) оценки вариантов с учетом факторов, изложенных в методике выбора вида транспорта.

4. Находят показатели вариантов по принятому критерию.

5. Принимают решение о предпочтительности того или иного варианта.

13.3.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРНОГО ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

В процессе проектирования железнодорожного транспорта необходимо обосновать вид тяги, руководящий уклон путей, массу поезда, тип и парк оборудования, схему путевого развития, позволяющую реализовать грузопотоки, сформированные при проектировании календарного плана, вскрытия и системы разработки в течение всего срока работы карьера, начиная с периода строи-

тельства. Все эти параметры взаимозависимы и связаны также с объемами и расположением внешних траншей, генеральным планом предприятия и т.п.

Тем не менее варьировать в каждом конкретном случае всеми параметрами нет необходимости — горно-технические условия разработки месторождения или другие показатели могут резко сузить круг поиска.

Выбор вида тяги и типа подвижного состава осуществляют исходя из физико-механических характеристик транспортируемого груза, грузооборота карьера, его проектной глубины, масштабов работ, наличия источников электроэнергии и их мощности и с учетом других факторов.

При проектировании карьеров возможно применение двух видов тяги — электрической (с использованием тяговых агрегатов и электровозов переменного тока напряжением 10 и 25 кВ и постоянного тока напряжением 3 кВ) или тепловозной.

Наиболее эффективна для карьерных условий электрическая тяга, основные преимущества которой: эффективность работы на уклонах до 50—60 ‰, высокая удельная мощность и способность выдерживать значительные кратковременные перегрузки, высокая экономичность (КПД системы 14—16 %, КПД собственно электрического локомотива 85—86 %); возможность увеличения сцепной массы объединением нескольких секций.

Род тока (постоянный или переменный) не дает принципиальных преимуществ электровозам той или другой системы, каждая из них имеет определенные преимущества и недостатки.

При проектировании новых предприятий следует ориентироваться в основном на электровозы переменного тока, при котором обеспечивается более высокий коэффициент сцепления как при трогании с места, так и при установившемся движении на руководящем подъеме по сравнению с локомотивами постоянного тока. При прочих равных условиях повышенный коэффициент сцепления позволяет увеличить массу прицепной части поезда, что в условиях открытых разработок часто имеет решающее значение.

На реконструируемых предприятиях, использующих электрическую тягу постоянного тока с напряжением в контактной сети 1,5 кВ, возможно сохранение используемого напряжения или переход на напряжение 3 кВ постоянного тока.

Преимущество тепловозной тяги — автономность. Несмотря на то что подъем железнодорожных путей при тепловозной тяге допускается до 40 ‰, не следует проектировать этот вид тяги на крупных предприятиях из-за чрезвычайно низких скоростей движения тепловозов на максимальных уклонах и соответственно низкой пропускной способности путевой схемы. Считается, что применение тепловозов может быть эффективным при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений сравнительно небольшой мощности или крутопадающих месторождений, глубина ввода железнодорожного транспорта на которых не превзойдет в перспективе 50—100 м. В некоторых случаях тепловозная тяга может оказаться эффективной и на более глубоких карьерах в районах с высокой стоимостью электроэнергии, а также при комбинированных транспортных схемах без применения крутых уклонов для железнодорожного транспорта.

Тепловозы можно применять при малом грузообороте (до 5—10 млн т в год), поскольку затраты на сооружение и эксплуатацию тяговых подстанций и кон-

тактной сети, необходимых для электровозов, не всегда могут быть компенсированы экономией средств от их применения.

Выбор типа подвижного состава должен основываться на тягово-тормозных расчетах и быть ориентирован на выпускаемые и возможные к применению в проекте электровозы, тяговые агрегаты, тепловозы и думпкары.

Тяговые агрегаты в составе электровоза управления, одного (двух) моторного вагона и (или) дизельной секции отечественного производства обеспечивают высокие эксплуатационные показатели работы железнодорожного транспорта и являются наиболее мощными карьерными локомотивами.

При оценке целесообразности использования автономного источника питания в составе тягового агрегата должны быть учтены следующие факторы.

1. Район расположения предприятия, определяющий стоимость электрической энергии и дизельного топлива.

2. Соотношение протяженности стационарных и передвижных путей. При большом расстоянии транспортирования и коротких погрузочно-выгрузочных фронтах в карьере и на отвалах применение полностью электрифицированного транспорта может оказаться предпочтительным; наоборот, при большой протяженности погрузочно-разгрузочных фронтов и относительно малых расстояниях между карьером и отвалами бывает целесообразнее использовать дизельную секцию.

3. Глубина карьера, до которой предполагается использовать железнодорожный транспорт. На верхних уступах с хорошими условиями проветривания применение дизельной секции не приведет к серьезным ухудшениям атмосферы в карьере; на глубинных горизонтах использование мощных дизельных двигателей в режиме частого пуска и торможения, сопровождающегося наиболее интенсивным выделением токсичных газов, может серьезно ухудшить показатели атмосферы.

Поэтому при проектировании крупных карьеров целесообразно рассматривать вариант с использованием тяговых агрегатов с автономным источником питания на наиболее протяженных верхних уступах и тяговых агрегатов с моторными думпкарами на глубоких горизонтах с фронтом работ относительно небольшой длины.

При выборе тягового агрегата следует учитывать и такой фактор, как возможность работы тяговых агрегатов от дизельной секции в период строительства карьера до сооружения тяговой подстанции и электросетей.

В технико-экономических расчетах при выборе типа тяговых агрегатов необходимо учитывать:

- разницу в протяженности и трудоемкости обслуживания передвижных контактных сетей, электролиний, тяговых подстанций;
- сокращение простоев подвижного состава при отсутствии передвижной контактной сети, отказы которой составляют в среднем 8 % общего времени задержек поездов в рейсе;
- повышение трудоемкости ремонтов подвижного состава при наличии в тяговом агрегате дизельной секции, а также различную периодичность ремонтов электрического и дизельного оборудования;
- расход энергии, топлива и других материалов, штат работающих;
- снижение полезной массы поезда при применении дизельной секции вместо моторного думпкара;

• другие факторы, которые могут диктоваться местными условиями и влиять на окончательное решение.

Рациональный тип вагона определяют в зависимости от объема перевозок, руководящего уклона путей, физико-механических свойств перевозимой горной массы и типа погрузочного оборудования.

Наиболее распространенным типом вагона является думпкар, который из-за удобства и быстроты разгрузки применяют при транспортировании практически всех видов пород вскрыши и относительно крепких крупнокусковых полезных ископаемых. Для транспортирования сыпучих мелкокусковых полезных ископаемых применяют универсальные полувагоны (гондолы), а также хопперы для угля и гондолы (глухие) для руды.

Типоразмер вагона выбирают с учетом типа погрузочной машины (экскаватора); кузов вагона должен вмещать не менее 5—6 ковшей экскаватора (по объему для легких грузов или по массе — для тяжелых).

Допускаемый тип погрузочного оборудования для различных типов думпкаров

Тип вагона	6ВС-60	2ВС-105	2ВС-180	ВС-145	ВС-170 (ТВС-165)
Плотность погружаемой породы, т/м³	1,8—2,2	1,8—2,2	1,75—2,25	До 1,7	2,5—3
Наибольшая вместимость ковша экскаватора, м³	6	8	12,5	12,5	12,5

При прочих равных условиях принятый тип вагона должен обеспечивать наиболее низкий коэффициент тары (отношение массы вагона к массе перевозимого груза).

Дальнейший выбор типа вагона проводят с учетом возможного числа прицепных думпкаров в составе и коэффициента тары поезда при известной расчетной массе состава. Соотношение между коэффициентами тары вагона и поезда может при одном и том же типе локомотива изменяться в зависимости от того, насколько расчетное число думпкаров разного типоразмера в составе будет отличаться от целого числа, так как округление результатов расчетов в большую сторону при установленном руководящем уклоне не допускается.

Поэтому окончательно тип думпкара следует выбирать на основании технико-экономических расчетов с учетом показателей по парку подвижного состава в целом (локомотивы и вагоны), а также затрат на строительство и эксплуатацию раздельных пунктов (полезная длина приемо-отправочных путей на раздельных пунктах, число приемо-отправочных путей на станциях и даже на некоторых перегонах).

Необходимо также учитывать возможность выравнивания полезной массы груза и коэффициента тары поезда в различных вариантах путем изменения величины руководящего подъема $i_р$. В этом случае необходимо проверить целесообразность уменьшения $i_р$ исходя из того, что при этом неизбежно увеличивается объем работ по устройству капитальных траншей, строительству стационарных путей и т.д.

В заключение можно отметить, что обычно при проектировании коэффициент наполнения кузова вагона принимают равным 1,15 для скальных пород и 1,2 — для рыхлых пород, а допустимый расчетный перегруз вагона — 5 %.

Тяговые расчеты

Тяговые расчеты проводят с целью определения массы поезда, условий и результатов торможения, установления времени и скорости движения поезда по отдельным участкам пути, степени нагрева тяговых двигателей, расхода энергии на транспортирование.

Исходные данные для тяговых расчетов — сила тяги, сопротивление движению и тормозное усилие. Максимальная сила тяги (сила тяги, кН, по сцеплению)

$$F_{max} \leq 1000 M_{\text{с}} g \psi,$$

где $M_{\text{с}}$ — сцепная масса локомотива, т; $g = 9{,}81$ м/с^2 — ускорение свободного падения; ψ — коэффициент сцепления.

На карьерном транспорте коэффициент сцепления принимают равным:

При установившемся движении и постоянном токе	0,22—0,23
То же, при переменном токе	0,25—0,26
При трогании с места и постоянном токе	0,3
То же, при переменном токе	0,35

При последовательно-параллельном соединении двигателей и ступенчатом регулировании скорости (электровозы ЕЛ21, тяговые агрегаты ПЭ2М, ПЭ2У) расчетный коэффициент сцепления при движении в интервале 15—30 км/ч составляет 0,22—0,23, при трогании с места — 0,28—0,3.

При параллельном соединении тяговых двигателей и ступенчатом регулировании скорости (электровоз Д94, тяговый агрегат ОПЭ1) расчетный коэффициент сцепления при движении составляет 0,25—0,26, при трогании с места — 0,32—0,34.

При параллельном соединении тяговых двигателей и плавном регулировании скорости (тяговые агрегаты ОПЭ1М, ОПЭ2, ОПЭ1Д, ОПЭ1Б, ПЭ3Т) коэффициент сцепления при движении составляет 0,27—0,29, при трогании с места — 0,34—0,36.

Сопротивление движению поезда складывается из основного сопротивления w_0, сопротивления от уклона w_i и сопротивления от кривизны пути w_R.

Усредненные значения удельного основного сопротивления (т.е. отнесенные к единице веса поезда) движению поезда w_0, Н/кН, для различных категорий путей нормальной колеи (1520 мм) можно принимать в соответствии со следующими данными:

Поезд	Груженный	Порожний
Постоянные пути	2,5	3,5
Временные (передвижные) пути		
балластированные	4	5,5
небалластированные	6	8

При движении вагонами вперед сопротивление движению поезда увеличивается на 20—25 %.

Дополнительное удельное сопротивление движению от уклона w_i, Н/кН, численно равно уклону пути со знаком, соответствующим подъему и спуску, $w_i = \pm i$.

Дополнительное удельное сопротивление от кривизны пути w_R, Н/кН, определяемое радиусом кривой, рассчитывается по формулам:

$w_R = 700/R$ — при радиусе кривой 300 м и более;

$w_R = 900/(R + 100)$ — при радиусе кривой до 300 м.

Полное сопротивление, кН, движению поезда массой $M_п$

$$w = (w_0 \pm i + w_R) M_п g.$$

Определение массы поезда. Массу, т, состава (прицепной части поезда) определяют из условия равномерного движения поезда по руководящему уклону с полным использованием сцепной массы локомотива:

$$M_c = \frac{M_л (1000\psi k_c - w_o - i_р)}{(w_o + i_р)},$$

где $M_л$ — сцепная масса локомотива, т, при использовании тяговых агрегатов локомотив комплектуется из нескольких секций; ψ — расчетный коэффициент сцепления при движении; w_o — основное удельное сопротивление движению поезда, Н/кН; $i_р$ — руководящий уклон, ‰; k_c — коэффициент использования сцепной массы, учитывающий разгрузку осей локомотива при реализации тягового усилия, для электровозов и тепловозов $k_c = 0{,}97 \div 0{,}98$, для тяговых агрегатов $k_c = 0{,}95 \div 0{,}96$.

Производят проверку массы, т, прицепной части поезда по условиям трогания с места на руководящем или смягченном уклоне

$$M_c = \frac{M_л (1000\psi_{тр} k_c - w_o - i_{тр} - 110 a_{тр})}{(w_o + i_{тр} + 110 a_{тр})},$$

где $\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании; $i_{тр}$ — уклон, на котором производится трогание состава с места; $a_{тр} = 0{,}03 \div 0{,}05$ — ускорение при трогании, м/с^2.

Минимальное значение ускорения a в обычных условиях должно составлять 0,03 м/с^2; если же проектом предусматривается регулярная остановка поезда на руководящем подъеме (например, перед входным сигналом станции), то расчетное ускорение должно быть 0,05 м/с^2.

При использовании тепловозов, когда сила тяги ограничивается мощностью дизеля, масса, т, прицепной части поезда

$$M_c = \frac{3600 \frac{P_{эф}}{v} \eta_г \eta_{с.н} \eta_{д.з} M_л (w_o + i_р) g}{(w_o + i_р) g},$$

где $P_{эф}$ — эффективная мощность дизеля, кВт; $\eta_г = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД генератора; $\eta_{с.н} = 0{,}85$ — коэффициент, учитывающий расход мощности на собственные нужды; $\eta_{д.з} = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

Число вагонов в составе

$$n = \frac{M_c}{q_в(1+k_т)},$$

где $q_в$ — грузоподъемность прицепного вагона; $k_т$ — коэффициент тары вагона.

Тормозные расчеты

Тормозная сила поезда $F_т$, кН, ограничена сцеплением колеса с рельсом:

$$F_т = \sum K\varphi_к \le (M_л + M_с)\,a\psi_т,$$

где K — усилие нажатия тормозных колодок на ось, кН (табл. 13.40, 13.41); $\psi_к$ — коэффициент трения в контакте трущейся пары; $\psi_т = 0{,}9\psi$ — коэффициент сцепления при торможении.

Таблица 13.40

Тормозное усилие на ось подвижного состава

Тип подвижного состава	Значение усилия нажатия, кН, на ось при колодках				Число осей
	чугунных		композиционных		
	Груженый поезд	Порожний поезд	Груженый поезд	Порожний поезд	
Вагоны:					
6ВС60	76	41	50	20	4
ВС85	82	50	58	26	4
2ВС105	108	58	70	30	4
ВС145	—	—	65	28	8
Тепловозы:					
ТЭ3; ТЭМ1; ТЭМ2	87	44	—	—	6
ТЭМ7	128	62	—	—	8
Электровоз EL21	127	97	—	—	6
Тяговые агрегаты:					
ПЭ2М; ОПЭ1А; ОПЭ1Б; ПЭ3Т; ОПЭ2	168	120	—	—	12
ОПЭ1	180	140	—	—	12
EL20	117	88	—	—	12
Железнодорожные краны:					
ЕЦК-300; ЕДК-500	100	—	—	—	6
КДЭ-163	49	—	—	—	4

Полный тормозной путь

$$S_п = v_0 t \sum \frac{v_н^2 - v_к^2}{2g(f_т + w_0 \pm i_р)},$$

где v_0 — скорость поезда в момент начала торможения, м/с; $t = 3{+}7$ с — время подготовки тормозов к действию; $v_н$ и $v_к$ — начальная и конечная скорости в

расчетном интервале скоростей движения, м/с; $f_т$, w_0, i — величины соответственно удельного тормозного усилия, сопротивления движению и уклона.

Таблица 13.41

Расчетные тормозные усилия нажатия на каждые 100 т массы поезда (норма тормозного пути 300 м)

Воздухораспределители	Допустимый уклон пути, ‰	Расчетное усилие нажатия, кН, при оборудовании подвижного состава колодками	
		композиционными	чугунными
270—002; 270—005; 483.000	40	230/250	400/470
270—006; 270—002 (модернизированный)	40	230/220	—
498.000	60	230/250	500/550

Примечание. В числителе — при скорости движения поезда 25 км/ч, в знаменателе — при скорости 30 км/ч.

Удельная тормозная сила поезда

$$f_т = \frac{F_т}{9{,}8(M_л + M_с)}.$$

Значения расчетного коэффициента трения с учетом материала тормозных колодок можно принимать в соответствии со следующими данными:

Скорость $v_р$, км/ч	5	10	15	20	25	30
Расчетный для колодок						
композиционных	0,329	0,32	0,312	0,304	0,298	0,291
чугунных	0,21	0,183	0,164	0,15	0,291	0,13
Скорость $v_р$, км/ч	35	40	45	50	55	60
Расчетный $\varphi_к$ для колодок						
композиционных	0,286	0,281	0,276	0,272	0,268	0,264
чугунных	0,122	0,117	0,111	0,107	0,103	0,1

Для предварительных расчетов при выборе локомотива мощность его тяговых двигателей, кВт, может быть определена по выражению

$$P_д = \frac{k_м M_л v_р}{0{,}367\eta_{д.з}},$$

где $k_м$ — коэффициент мощности, для карьеров глубиной 100, 200 и 300 м значение $k_м$ равно соответственно 0,17—0,18; 0,205—0,215 и 0,22—0,23; $M_л$ — масса локомотива; $v_р$ — скорость движения на руководящем уклоне, км/ч; $\eta_{д.з}$ = = 0,85÷0,9 — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

При оборудовании тяговых агрегатов источником автономного питания (дизель-генератором) требуемая мощность, кВт, дизеля

$$P_{г} = \frac{Fv}{0{,}367\eta k_{с.н}},$$

где F, v — соответственно тяговое усилие и скорость движения по неэлектрифицированным путям; $\eta = \eta_{з.п}\eta_{г}\eta_{д}$ — КПД тягового агрегата в автономном режиме; $\eta_{з.п} = 0{,}915$ — КПД зубчатой передачи в автономном режиме (зависящий от передаваемой мощности); $\eta_{г} = 0{,}9$— КПД генератора; $\eta_{д} = 0{,}7$ — КПД тягового двигателя в автономном режиме; $k_{с.н} = 0{,}85$ — коэффициент, учитывающий расход мощности дизеля на собственные нужды (охлаждение дизеля и тяговых двигателей, привод компрессоров и вспомогательных машин и др.).

Практически отечественные тяговые агрегаты комплектуют дизельными секциями мощностью 1100 и 1470 кВт. При этом на неэлектрифицированных путях с уклоном до 10 ‰ скорость движения составляет 7—10 км/ч.

При расчетах карьерного железнодорожного транспорта также предусматривается определение времени рейса, производительности и рабочего парка локомотивосоставов.

Время рейса (оборота), мин,

$$T_{р} = t_{п} + t_{дв} + t_{р} + t_{з},$$

где $t_{п}$ — время погрузки состава, мин; $t_{п} = nq/Q_{э.м}$ или $t_{п} = nV_{в}/Q_{э.о}$; n — число думпкаров (вагонов) в составе; q — грузоподъемность вагона, т; $V_{в}$ — объем материала в вагоне, м^3; $Q_{э.м}$, $Q_{э.о}$ — соответственно техническая массовая и объемная производительность экскаватора (при машинах цикличного действия (одноковшовых экскаваторах, колесных погрузчиках и т.п.) часовую производительность погрузки при массе поезда нетто до 500 т необходимо снижать на 5 %, а при 500—1000 т — на 10 % по сравнению с расчетной, что объясняется увеличением доли вспомогательных операций, производимых экскаватором, с ростом продолжительности погрузки); $t_{дв}$, $t_{р}$, $t_{з}$ — время движения, разгрузки и задержек в пути соответственно, мин; ориентировочные значения приведены ниже.

Расстояние транспортирования, км	2–3	3,1–4	4,1–5,2	5,3–6,5	6,6–8	8,1–10	10,1–12
Средняя скорость движения, км/ч	18	18,8	19,4	19,9	20,3	20,5	21,2
Время движения за рейс $t_{дв}$, мин	16,8	22,4	28,5	35,3	42,8	52	62,4
Время задержек в пути $t_{з}$, мин	6,7	7,5	8,25	9,1	10,2	11,4	12,9

Примечание. $t_{р}$ — время разгрузки вагона (думпкара) в летних условиях составляет 1,5—2 мин, в зимних — 3—5 мин.

Время движения поезда может быть рассчитано следующим образом.

Практикой установлено, что, поскольку время движения поездов в средних карьерных условиях не превышает 30—40 % общего времени оборота, с достаточной степенью точности можно для расчетов использовать метод равновесных скоростей. При этом всю трассу движения поезда от пункта погрузки до пункта выгрузки и обратно разбивают на участки с различным сопротивлением движению (например, передвижной путь в карьере — подъем по траншее — горизонтальный участок на поверхности — подъем на отвал — передвижной путь

на отвале) и для каждого участка назначают скорость в соответствии с рекомендациями Норм технологического проектирования:

на передвижных путях в карьере и на плужных отвалах $v_{п.к}$ =15 км/ч;

на передвижных путях экскаваторных отвалов $v_{п.о}$ = 20 км/ч;

на стационарных путях на поверхности для тепловозов $v_{с.т}$ = 25 км/ч;

то же, для электровозов и тяговых агрегатов $v_{с.э}$ = 30 км/ч;

на стационарных путях на выезде из карьера и на подходах к отвалам (фабрике) на руководящем уклоне $v_у$ — по тяговым расчетам;

на стационарных путях на спуске в карьер, с отвалов (фабрики) на руководящем уклоне $v_т$ — по тормозным расчетам.

Зная длину каждого участка, входящего в рейс, и установленную скорость, можно определить время движения для груженого и порожнего направлений, мин, по формуле

$$t_{дв} = t_{дв.г} + t_{дв.п} = 60\left(\frac{2l_{п.к}}{v_{п.к}} + \frac{2l_{п.о}}{v_{п.о}} + \frac{2l_с}{v_с} + \frac{l_у}{v_у} + \frac{l_т}{v_т}\right)$$

где $t_{дв.г}$ и $t_{дв.п}$ — время движения локомотивосостава в грузовом и порожнем направлениях соответственно, мин; $l_{п.к}$, $l_{п.о}$, $l_с$, $l_у$ и $l_т$ — расстояние движения поезда в средневзвешенном рейсе соответственно по передвижным путям карьера, отвала, стационарным путям на поверхности и на уклонах (подъемах и спусках), м.

Сумма указанных расстояний равна средневзвешенному расстоянию транспортирования $l_{ср}$, которое на любой рассматриваемый период времени определяют раздельно по полезному ископаемому и различным типам пород (с учетом объемов горной массы, поступающих в данном году с различных горизонтов карьера на фабрику или в отвалы) по формуле

$$l_{ср} = \sum V_i L_i \Big/ \sum_{i=1}^{n} V_i,$$

где V_i — объем полезного ископаемого (породы), вывозимого с i-го горизонта, т; L_i — расстояние перевозки с i-го горизонта до точки разгрузки, км; n — число горизонтов.

В пределах уступа в карьере расстояние перевозки считают от среднего положения экскаватора на погрузочном тупике или на отвале до среднего положения экскаватора на отвальном пути по планам горных работ и отвалов.

Время разгрузки составов с рудой на фабрике определяют в зависимости от часовой производительности головной дробильной установки и сравнивают со временем, необходимым для разгрузки всех думпкаров. Последнее устанавливают на основе нормативов для разгрузки одного думпкара на фабрике или отвалах — 2 мин на думпкар грузоподъемностью до 85 т и 2,5 мин — при грузоподъемности думпкара свыше 85 т. Для расчетов принимают большее из установленных значение времени разгрузки.

Время задержек поездов в рейсе с учетом процессов обработки вагонов против примерзания или налипания горной массы, технического осмотра, экипировки, опробования тормозов, ожидания погрузки — разгрузки и т.д. можно принимать по данным Гипроруды, приведенным в табл. 13.42.

Таблица 13.42

Время задержек поездов в рейсе в зависимости от расстояния транспортирования

Расстояние перевозки, км	Время задержек, мин, при перевозке	
	руды	породы
До 5	15	10
5,1—7	20	15
7,1—9	25	20
Более 9	30	20

Примечания. 1. На каждое изменение направления движения поезда (угловой заезд) добавляется 2 мин. 2. При применении автоматических сигнализаторов сокращенного опробования тормозов указанное в таблице время задержек на рейс сокращается на 5 мин.

Производительность локомотивосостава измеряется количеством тонн (или м^3) горной массы, вывезенной из карьера в единицу времени.

Техническая производительность локомотивосостава, т/см или м^3/смену, максимально возможная в конкретных условиях, определяется с учетом физико-механических свойств пород, которые влияют на степень использования грузоподъемности или вместимости вагонов, а также неизбежных технологических перерывов в работе:

$$Q_{\text{дс.то}} = Tnqk_q / T_{\text{р}} \quad \text{или} \quad Q_{\text{дс.тех}} = TnV_{\text{в}}k_V / T_{\text{р}},$$

где T — длительность рабочей смены, сут; q и $V_{\text{в}}$ — соответственно масса и объем транспортируемого материала в вагоне; k_q и k_V — коэффициенты использования соответственно грузоподъемности и вместимости вагона.

Рабочий парк локомотивов, требуемый для вывозки заданного объема горной массы,

$$N_{\text{р}} = \frac{T_{\text{р}}}{T}\frac{fQ_c}{nqk_c},$$

где Q_c — сменный (суточный) объем перевозок горной массы; $f = 1{,}05 \div 1{,}1$ — коэффициент неравномерности движения.

Рациональное использование подвижного состава и экскаваторов достигается при согласовании их работы, когда к окончанию погрузки состава на обменный пункт прибывает порожний состав.

В этом случае число локомотивосоставов, приходящихся на один экскаватор,

$$N_{\text{э}} = T_{\text{р}} / (t_{\text{п}} + t_{\text{о}}),$$

где $t_{\text{о}}$ — время обмена поездов у экскаватора, ч.

Эксплуатационная производительность локомотивосостава определяется за более длительный период времени (месяц, год) и оценивается с учетом надежности транспортных машин и системы в целом, а также регламентированных простоев в период плановых ремонтов, по климатическим условиям, в праздничные дни, ввиду сезонности работ.

Годовая эксплуатационная производительность, т/год или м^3/год,

$$Q_{экспл} = Q_{ж.гол} T_{раб} k_г,$$

где $T_{раб}$ — число часов работы в течение года; $k_г$ — коэффициент готовности, выражающий вероятность исправного состояния в любой момент времени.

Рабочий парк локомотивосоставов рассчитывается исходя из условия обеспечения годового объема технологических перевозок. При этом коэффициент неравномерности грузопотоков (по нормам технологического проектирования) принимается равным 1,1.

Если для различных видов горной массы (руда, скальная порода, рыхлые вскрышные породы) рекомендуются составы с различным числом думпкаров (или с разной массовой нормой), то парк устанавливается раздельно для каждого вида перевозок.

Результаты частных расчетов суммируют и округляют до целого большего числа, по которому определяют инвентарный парк подвижного состава,

$$N_{инв} = N_р + N_{рем} + N_{рез},$$

где $N_{рем}$ и $N_{рез}$ — парк локомотивов и вагонов, находящихся соответственно в ремонте и резерве.

Число одновременно находящихся в ремонте локомотивов и вагонов приведено в табл. 13.43.

Таблица 13.43

Парк ремонтируемого подвижного состава

Локомотивы		Вагоны	
Рабочий парк	Доля находящихся в ремонте, %	Рабочий парк	Доля находящихся в ремонте, %
До 10	15	До 200	8
11—20	14	201—1000	7
21—40	13	Более 1000	6
41—80	11		
Более 80	10		

Примечание. Ремонтный парк определяется раздельно по каждому типу подвижного состава.

Парк резервного оборудования принимают в размере 10 % рабочего парка вагонов и 7 % рабочего парка локомотивов.

В ориентировочных расчетах инвентарный парк локомотивов, необходимый для работы предприятия с заданным объемом перевозок, может приниматься на 25—30 % больше рабочего парка за счет локомотивов, находящихся в ремонте, резерве и на хозяйственных работах.

Рабочий парк думпкаров определяется числом рабочих локомотивов и вагонов в каждом составе. Инвентарный парк думпкаров увеличивается на 25—30% за счет подвижного состава, находящегося в ремонте, резерве и т.п.

Удельный расход энергии, кВт · ч/т, при ориентировочных расчетах (без учета потерь в контактной сети и тяговых подстанциях) можно принимать по следующим данным:

Средняя глубина трассы, м . .	100	150	200	250	300
Удельный расход энергии, кВт · ч/т	1	1,25	1,5	1,8	2,1

13.3.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРНОГО АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

В качестве подвижного состава карьерного автотранспорта используют автосамосвалы, автопоезда и дизель-троллейвозы.

Преимущества дизель-троллейвозов: сокращение расхода дизельного топлива на 50—60 %; повышение производительности транспорта на 15—20 %; снижение стоимости транспортирования на 10—15 %; сокращение выбросов вредных веществ в атмосферу в 1,7—2 раза.

Выбор типа автосамосвала определяется рядом факторов, среди которых основными являются грузооборот карьера, физико-механические свойства транспортируемых грузов и тип погрузочного оборудования.

При мощности карьера по горной массе менее 5 млн т в год рациональное значение грузоподъемности лежит в пределах 10—30 т, соответственно при 5—10 млн т/год — 30—65 т, 10—20 млн т/год — 65—100 т, а при мощности более 200 млн т — более 100 т (причем при больших глубинах, расстояниях транспортирования и повышенных уклонах предпочтительно выбирать машины с большей удельной мощностью и грузоподъемностью).

Обоснование типа автосамосвала при известном экскаваторе производится из условия, что кузов автосамосвала должен вмещать 4—8 ковшей экскаватора (для легких грузов по объему, для тяжелых — по массе).

Рекомендуемое соотношение между вместимостями ковша погрузочных механизмов и кузова самосвалов по условиям погрузки приведено ниже.

Вместимость кузова самосвала, м³	15	21	38	52	90
Вместимость ковша погрузочного устройства, м³, для пород:					
скальных	3—4	5—6	7—8	10—11	14—16
рыхлых	4—5	7—8	9—10	12—14	16—20
Рациональное отношение вместимости кузова самосвала к вместимости ковша погрузочного устройства:					
экскаватора	1:3—1:4	1:4—1:5	1:4—1:6	1:4—1:6	1:5—1:7
погрузчика	1:2—1:3	1:2—1:4	1:3—1:4	1:3—1:5	1:4—1:5

Рациональное соотношение вместимости кузова автосамосвала и ковша экскаватора меняется не только от значений этих величин, оно зависит также от расстояния транспортирования: чем больше расстояние перевозок, тем больше и указанное отношение.

При выборе рационального соотношения вместимостей ковша экскаватора и кузова автосамосвала в зависимости от объема перевозок можно руководствоваться следующими данными:

Вместимость ковша, м³	4,6—5	8—10	12—16	20
Грузоподъемность автомобиля, т	30—40	75—80	110—120	180—200
Объем перевозок, млн т/год	5—8	10—30	20—50	50—70

При перевозке рыхлых и полускальных пород с относительно небольшой плотностью (1,4—1,8 т/м³) целесообразно ориентироваться на использование

самосвалов с повышенным объемом кузова типа углевозов, так как только в этом случае удается добиться полного использования грузоподъемности машин. Эффективное применение автопоездов возможно только при величине подъема автомобильных дорог, не превышающей 4—5 %, из-за сниженной удельной мощности этих машин по сравнению с базовыми моделями, а также при сквозной (петлевой) схеме подъездов в зонах погрузки и особенно разгрузки. Благоприятные условия применения автопоездов создаются при разработке нагорных горизонтов карьеров, с которых порода доставляется во внешние отвалы. Мощность двигателей тягачей с полуприцепами в этих случаях оказывается достаточной для преодоления уклонов 7—8 % в порожнем направлении с приемлемыми скоростями движения.

Дизель-троллейвозы целесообразно использовать в карьерах глубиной от 70—100 до 300 м при трассах со значительной длиной стационарного участка, где монтируется контактная сеть. Доля этого участка трассы должна быть не менее 50—60 % общей длины трассы и иметь минимальное число пересечений и примыканий к другим дорогам, оборудованным контактной сетью. Для специализированных дорог, предназначенных для движения только дизель-троллейвозов, уклон может достигать 10 %, радиус кривых на участке с контактной сетью — не менее 60 м.

Расчеты карьерного автомобильного транспорта проводят с целью определения инвентарного парка транспортных средств, расхода топлива и электроэнергии, провозной способности.

Продолжительность рейса автомобиля, ч,

$$T_р = \frac{1}{60}(t_п + t_р + t_{дв} + t_м),$$

где $t_п$, $t_р$, $t_{дв}$, $t_м$ — продолжительность соответственно погрузки, разгрузки, движения и маневровых операций, мин.

Продолжительность погрузки, мин

$$t_п = \frac{1}{60} t_ц n_к,$$

где $t_ц$ — время цикла экскаватора, с; $n_к$ — число ковшей, разгружаемых в кузов;

$$n_к = q / (E\gamma k_э),$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, т; E — вместимость ковша экскаватора, м^3; — плотность горной породы в целике, т/м^3; $k_э$ — коэффициент экскавации.

Полученное значение $n_к$ округляется до ближайшего меньшего числа, кратного 0,5, исходя из практикуемой точности погрузки.

Рациональные соотношения вместимости ковша экскаватора, грузоподъемности автосамосвала и объема перевозок приведены выше.

Для определения времени движения автомобилей по различным участкам трассы проводят тяговые расчеты, на основании которых устанавливают скорости движения машин на этих участках.

Сила тяги автомобиля (касательная сила тяги) $F_к$, Н, зависит от мощности источника энергии, мощности двигателя и сцепной массы. Как правило, основным ограничением является ограничение по сцеплению ведущих колес автосамосвала с дорожным покрытием.

Максимальное тяговое усилие F_{max}, Н, ограничивается условиями сцепления движущихся колес с дорожным покрытием:

$$F_{max} \leq 1000 k_{сц} m_а g \psi,$$

где $m_а$ — масса автосамосвала, т; g — ускорение свободного падения, м/с^2; ψ — коэффициент сцепления (табл. 13.44); $k_{сц}$ — коэффициент использования сцепной массы автомобиля, представляющий собой отношение массы, приходящейся на движущиеся колеса, к общей массе автомобиля; для карьерных автомобилей различного конструктивного исполнения $k_{сц}$ имеет следующие значения:

колесная формула автосамосвала (автопоезда) . .	4 × 2	4 × 4	6 × 2	6 × 4
коэффициент использования сцепной массы . .	0,65	1	0,4	0,7

Таблица 13.44

Коэффициент сцепления для дорог различного типа и состояния

Дорожное покрытие	Состояние дорожного покрытия		
	Сухое	Мокрое	Загрязненное
Постоянные дороги:			
щебеночное с поверхностной обработкой покрытия	0,57—0,75	0,43—0,55	0,4
асфальтовое покрытие	0,7	0,4	0,25
асфальтобетонное и бетонное покрытие	0,7	0,45	0,3
Временные дороги:			
забойные укатанные проезды	0,6	0,4—0,5	—
отвальные укатанные проезды	0,4—0,58	0,2—0,34	—

Примечание. На дорогах, покрытых снегом, коэффициент сцепления снижается до 0,2—0,3; при гололеде — до 0,15—0,2.

Касательная сила тяги имеет также ограничение по мощности двигателя при заданной скорости движения:

$$F_к = \frac{3600 P}{v} \eta_{от} \eta_т,$$

где P — мощность двигателя, кВт; $\eta_{от} = 0{,}85 \div 0{,}88$ — коэффициент, учитывающий отбор мощности на вспомогательные нужды; $\eta_т$ — КПД трансмиссии, при гидромеханической трансмиссии $\eta_т = 0{,}7 \div 0{,}72$, при электромеханической $\eta_т = 0{,}69 \div 0{,}71$, при механической $\eta_т = 0{,}72 \div 0{,}82$; v — скорость движения автомобиля, км/ч.

Сила сопротивления движению состоит из силы основного сопротивления и дополнительных (от уклона, на криволинейном участке, от воздушной среды).

Сила основного сопротивления движению

$$W_о = m_а g w_о,$$

где $w_о$ — удельное основное сопротивление движению автомобиля, Н/кН.

Удельное основное сопротивление движению w_0, Н/кН, определяется типом и состоянием дорожного покрытия:

Главные откаточные дороги:	
бетонные, асфальтобетонные	15÷20
гравийные	25÷30
щебеночные	30÷39
Забойные и отвальные грунтовые дорожные проезды:	
укатанные в забоях	40÷80
укатанные на отвалах	До 150
неукатанные	250÷300

Примечания: 1. Приведенные значения относятся к груженым автомобилям; для порожних значения w_0 увеличиваются на 20 %. 2. Меньшие значения величин соответствуют автомобилям грузоподъемностью 30—40 т, бо́льшие — 110—180 т.

Силу сопротивления от уклона дороги, Н, определяют через соответствующее удельное сопротивление w_i, Н/кН, которое численно равно уклону дороги в промилле, ‰:

$$W_i = m_a g w_i.$$

Сила сопротивления на криволинейных участках дороги, Н,

$$W_к = m_a g w_к,$$

где $w_к$ — удельное сопротивление на криволинейных участках дороги, Н/кН, определяемое по эмпирической формуле $w_к = 30(200 - R)/200$ (R — радиус криволинейного участка, м).

Сила сопротивления воздушной среды, Н,

$$W_в = \lambda_в \Omega (v \pm v_в)^2,$$

где $\lambda_в$ — коэффициент обтекаемости (для карьерных автосамосвалов $\lambda = 5{,}5 \div 7$); Ω — площадь лобовой поверхности автомобиля, м^2 (приближенно равна произведению колеи на высоту автомашины: для БелАЗ-7540 — 10,2 м^2; БелАЗ-7548А — 11,6 м^2; БелАЗ-7549 — 19,2 м^2; БелАЗ-75191 — 25,3 м^2; БелАЗ-7521 — 31,4 м^2); v — скорость движения автомобиля, км/ч; $v_в$ — составляющая скорости ветра, параллельная направлению движения автомобиля, км/ч; $v_в = \pm v_{вет} \cdot \cos\beta$, где $v_{вет}$ — скорость ветра, км/ч; β — угол между направлением ветра и направлением движения автомобиля. Знак «+» принимается при встречном ветре, а знак «–» — при попутном.

Полное сопротивление движению, Н,

$$W = m_a g (w_0 \pm w_i + w_к) + W_в.$$

Основное уравнение движения автосамосвала

$$F_к - W = m_{пр} a,$$

где $m_{пр}$ — приведенная масса автомобиля, т; a — ускорение или замедление автомобиля, м/с^2.

Так как $m_{пр} = \delta\ m_a$,

$$F_к - W = 1000\delta m_а a$$

где δ — коэффициент инерции вращающихся масс автомобиля.

Коэффициент δ зависит от типа автосамосвала и режима работы. Для автосамосвалов с гидромеханической передачей при движении с грузом $\delta = 1{,}03 \div 1{,}01$, при движении порожняком $\delta = 1{,}085 \div 1{,}07$; с электромеханической передачей $\delta = 0{,}1$ и $\delta = 0{,}18$ соответственно.

Величина $1000\delta m_а a$ представляет собой сопротивление сил инерции W_j, т.е. $F_к - W = W_j$, или

$$F_к = W_0 \pm W_i + W_к + W_в + W_j,$$

где W_0 — основное сопротивление движению, Н; W_i — сопротивление движению от уклона дороги (знак «+» принимается при движении на подъем, а «—» — при движении на спуск), Н; $W_к$ — сопротивление на криволинейных участках пути, Н; $W_в$ — сопротивление воздушной среды, учитывается при $v > 15$ км/ч, Н.

После преобразований

$$F_к - W_в / (m_а g) = W_0 \pm W_i + W_к + 1000\delta \frac{a}{g}.$$

Выражение $F_к - W_в$ называют избыточной силой тяги, а $F_к - W_в/(m_а g)$ — динамическим фактором D. Величину $1000\delta a/g$ называют относительным ускорением j, т.е. ускорением с учетом инерции вращающихся масс, отнесенным к ускорению свободного падения.

Таким образом, динамический фактор

$$D = w_0 \pm w_i + w_к + j.$$

При равномерном движении

$$D = w_0 \pm w_i + w_к.$$

При движении под уклон с работающим двигателем

$$D = w_0 - w_i + j,$$

с выключенным двигателем (свободный выбег)

$$-W_в / (m_а g) = w_0 - w_i + j$$

(относительное ускорение $j = i - w_0 - W_в/m_а$ при этом может быть и положительным, и отрицательным в зависимости от уклона трассы i).

Динамический фактор ограничивается условием сцепления колес автосамосвала с дорогой:

$$D_{max} \le (F_{max} - W_в) / m_а,$$

или, пренебрегая сопротивлением воздушной среды,

$$D_{max} \le 1000 k_{сц} \psi.$$

Для определения динамического фактора порожних автомобилей $D_{пор}$ используют соотношение $D_{пор} = D_{пор} m_{а.гр}/m_{а.пор}$, где $D_{гр}$, $D_{пор}$ — динамический фактор для груженого и порожнего автомобиля соответственно; $m_{а.гр}$, $m_{а.пор}$ — масса груженого и порожнего автомобиля соответственно, т.

Скорость движения автомобиля определяют по величине динамического фактора (табл. 13.45).

Таблица 13.45

Скорость движения автомобилей, км/ч

Динамический фактор, Н/кН	БелАЗ-548А	БелАЗ-75 19	БелАЗ-7521	Дизель-троллейвоз (120т)
20	40	40	—	40
30	31	35	40	40
40	25	29	30	40
50	21	25	26	40
60	18	21	22	32
70	16	17	19	29
80	14	15	18	25
100	11	11	12	20
120	9	9	10	18

Скорость движения дизель-троллейвоза сравнительно с автосамосвалом следующая:

Динамический фактор, Н/кН .	40	50	60	70	80	90	100	110	120
Скорость движения, км/ч:									
дизель-троллейвоз (120 т) .	40	40	32	29	25	22	20	19	18
автосамосвал БелАЗ-7519 (110 т). .	29	25	21	17	15	13	11	10	9

Время движения, мин,

$$t_{дв} = \sum_{i=1}^{n} t_{дв\,i} = \sum_{i=1}^{n} 60 l_i / v_i,$$

где $t_{дв\,i}$ — время движения автомобиля на i-м участке дороги; l_i — длина i-го участка, км; v_i — скорость движения на i-м участке, км/ч, в зависимости от динамического фактора.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости, равное 15 км/ч, при движении на спуске более 50 ‰ — 30 км/ч.

При укрупненных расчетах пользуются значениями средней технической (приведенной технической) скорости, км/ч:

$$v_{ср.т} = 2 v_{гр} v_{пор} / (v_{гр} + v_{пор}),$$

где $v_{гр}$ и $v_{пор}$ — скорости движения груженого и порожнего автосамосвала соответственно, км/ч.

По величине $v_{ср.т}$ может быть найдено время движения, ч:

$$t_{дв} = (l_{гр} + l_{пор}) / v_{ср.т},$$

где $l_{гр}$, $l_{пор}$ — длина участков трассы при движении автосамосвала в грузовом и порожнем направлении соответственно, км.

Время разгрузки автосамосвала составляет 1 мин, автопоездов — 1,5 мин, время на маневры и ожидания за рейс, а также время задержек могут приниматься по табл. 13.46.

Путь торможения карьерных автосамосвалов в диапазоне скоростей 20—30 км/ч составляет 10—20 м.

Таблица 13.46

Время задержек машин в рейсе, мин

Операции	Автосамосвал	Автопоезд	Дизель-троллейвоз
Маневры и ожидание в пунктах погрузки и выгрузки:			
при тупиковой схеме подъезда	2	3	3
при сквозной схеме подъезда	1	2	2
Прочие задержки в пути:			
при расстоянии транспортирования до 2 км	1	1	2
то же, более 2 км	2	2	3

При экстренном торможении тормозной путь, м, с учетом условий сцепления колес с полотном автодороги и с некоторыми допущениями определяется из выражения

$$S_т = \frac{1000(1+\gamma)v_н^2}{2\cdot 3{,}6^2(1000\psi + w_o + i)g},$$

где $v_н$ — начальная скорость торможения.

Для определения полного тормозного пути учитывается также путь, проходимый за время реакции водителя и приведение тормозов в действие (0,4—0,7 с).

Эксплуатационные расчеты работы автотранспорта. Коэффициент готовности, характеризующий безотказность и ремонтопригодность автомобиля,

$$k_г = t/(t + t_в),$$

где t — наработка на отказ; $t_в$ — среднее время восстановления работоспособности автомобиля.

Коэффициент технического использования, характеризующий ремонтопригодность автомобилей и уровень технического обслуживания и ремонта,

$$k_{т.и} = t_п/(t_п + t_{обсл} + t_{рем}),$$

где $t_п$ — суммарная наработка всех автомобилей парка, ч; $t_{обсл}$, $t_{рем}$ — суммарное время простоя автомобилей парка соответственно при проведении технического обслуживания и ремонтов всех видов, ч.

Коэффициент использования парка, характеризующий также уровень организации работ в автохозяйстве,

$$k_{и.п} = t_п/(t_п + t_{обсл} + t_{рем} + t_{орг}),$$

где $t_{орг}$ — суммарные простои автопарка по организационным причинам.

Коэффициент технической готовности представляет собой отношение числа технически исправных автомобилей к списочному числу.

Грузоподъемность, т.	75	110	180
Коэффициент готовности	0,92	0,91	0,9
Коэффициент технического использования	0,8	0,81	0,78
Коэффициент использования парка	0,72	0,73	0,7
Коэффициент технической готовности	0,85	0,84	0,82

Число рейсов автомобиля в смену

$$n_р = T_{см} k_{см} / T_р,$$

где $T_{см}$ — длительность смены, ч; $T_р$ — время рейса, ч; $k_{см}$ — коэффициент использования сменного времени, практически равен 0,75—0,85.

Сменная производительность автомобиля, т,

$$Q_{см} = q k_q n_р,$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, т; k_q — коэффициент использования грузоподъемности.

Рабочий парк автомобилей

$$N_р = Q / Q_{см},$$

где Q — объем перевозок горной массы, т/см.

Инвентарный (списочный) парк автомобилей

$$N_и = N_р / k_{и.п}.$$

Годовая производительность списочного автомобиля, т/год,

$$Q_г = Q_{см} n_{раб} n_{см} / k_{и.п},$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{раб}$ — число рабочих дней автомобиля в год.

Годовой пробег списочного автомобиля, тыс. км,

$$L = 10^{-3} l_{ср} n_р n_{раб} / k_{и.п},$$

где $l_{ср}$ — среднее расстояние транспортирования, км.

Рациональное соотношение количества действующего и выбираемого оборудования экскаваторно-автомобильного комплекса может быть оценено показателем соответствия

$$k_с = N_э t_ц / (N_э T_р),$$

где $N_э$ — число экскаваторов, работающих на автотранспорт; $t_ц$ — время цикла экскаватора (величины $t_ц$ и $T_р$ должны быть выражены в одинаковых единицах измерения).

Показатель соответствия, равный 1, указывает на полное соответствие типа и количества оборудования в комплексе.

Значения коэффициента, превышающие 1, указывают на высокую степень использования экскаваторов и низкую степень использования автотранспорта и наоборот.

Нормативные сроки службы карьерных автомобилей до списания измеряются общим пробегом в тысячах километров. Соответственно этому устанавливается норма амортизационных отчислений на восстановление от стоимости автомобиля на каждые 1000 км пробега.

Срок службы и нормы амортизации карьерных автомобилей определяются грузоподъемностью автомобиля:

Грузоподъемность автомобиля, т	27—50	51—120	121—200
Срок службы до списания, тыс. км пробега	270	350	450
Норма амортизационных отчислений, % от стоимости машины на 1000 км пробега	0,37	0,3	0,22

Приведенные показатели соответствуют эталонным условиям эксплуатации. В иных условиях вводятся поправочные коэффициенты: для автосамосвалов, работающих в условиях Крайнего Севера, пустынно-песчаных и высокогорных районах, — 0,83; для автосамосвалов, постоянно работающих в карьерах глубиной более 200 м, — 0,8.

При комбинированных видах транспорта, когда автомобили используют в качестве первичного звена (доставка горной массы от забоев к перегрузочным узлам на конвейер, скип и т.д.), неизбежно периодическое изменение расчетного парка автосамосвалов, связанное с изменением расстояния перевозок. Если, например, глубинная зона карьера отрабатывается с использованием автомобилей, то расчетный парк оборудования растет соответственно увеличению объемов, расстоянию транспортирования, высоте подъема горной массы (линия *1* на рис. 13.13). С вводом в эксплуатацию подъемника в момент T потребность в автосамосвалах падает, достигая уровня N_1, а затем вновь возрастает до уровня N_2, соответствующего моменту T_2 (линия *2*). Если $N_2 < N_3$, то целесообразно рассмотреть вопрос о приближении срока внедрения подъемника к моменту T'_1 с тем, чтобы расчетный парк автосамосвалов при определенном шаге переноса подъемника ($T'_2 - T'_1$) не превосходил уровня N_2, поддерживаемого в течение всего последующего периода эксплуатации автотранспорта ($T_3 - T'_1$). Если же период переноса перегрузочного узла ($T - T'_1$) соответствует примерному сроку эксплуатации автосамосвалов (пять лет) или автопарк растет за время ($T_3 - T$) =

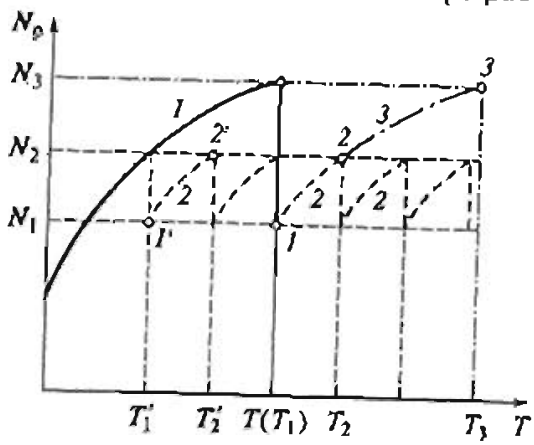


Рис. 13.13. Зависимость численного значения парка автосамосвалов N_p от момента внедрения и переноса подъемников T

$= (T - T_1')$ от N_1 до N_3 (линия *3*), то корректировка расчетного парка автосамосвалов не требуется.

Расход топлива. При проектировании можно пользоваться применяемым в эксплуатационной практике расчетом расхода дизельного топлива по линейным дифференцированным нормам расхода и нормативным коэффициентам.

Линейные нормы, л/100 км, различаются в зависимости от средневзвешенного расстояния транспортирования и средневзвешенной высоты (спуска) горной массы.

В общем случае нормируемый расход топлива, л,

$$G_н = N_{л.г} \frac{L}{100}(1 + Д),$$

где $N_{л.г}$ — линейная дифференцированная норма расхода топлива автосамосвалом, л/100 км; L — общий пробег автомобиля, км; $Д$ — поправочный коэффициент.

На предприятиях цветной металлургии и угольной промышленности приняты следующие линейные нормы расхода топлива, л/100 км:

Автосамосвал	БелАЗ-7548	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-75211
На карьерах полиметаллических руд	144	302	397	—
На угольных разрезах	137	444	465	670

Поправочный коэффициент при расчетах расхода топлива вводится для учета влияния высоты расположения карьера над уровнем моря, климатических и дорожных условий.

Поправка при высоте более 1500 м над уровнем моря составляет 10 %; в зимнее время норма расхода топлива увеличивается в южных районах на 5 %, в северных — на 15 %, в районах Крайнего Севера — на 20 %, в районах с умеренным климатом — на 10 %; на дорогах с рыхлым основанием — на 10 %.

13.3.4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КОНВЕЙЕРАМИ

Ленточные конвейеры используют для транспортирования мягких, дробленных скальных и полускальных пород. Их применяют как при поточной, так и при циклично-поточной технологии. При поточной технологии ленточные конвейеры работают с экскаваторами непрерывного действия, перегружателями-отвалообразователями. В схемах циклично-поточной технологии ленточные конвейеры устанавливают после дробильно-перегрузочных пунктов, куда горная масса доставляется железнодорожным или автомобильным транспортом.

Эксплуатационные показатели работы конвейерного транспорта в большей степени «чувствительны» к конкретным условиям работы, чем аналогичные показатели по железнодорожному транспорту. Различные режимы работы и коэффициент использования конвейера, зависящие от климатических условий и объема перевозок, профиля трассы, перепада высот, типа и ширины конвейерной ленты, физико-механических свойств пород, расстояния перемещения гру-

за и других факторов, приводят к колебаниям себестоимости транспортирования горной массы в 3—4 раза.

Поэтому к оценке эффективности использования конвейеров следует подходить особенно тщательно, учитывая характерные особенности условий их эксплуатации.

По назначению и месту установки в транспортной схеме конвейеры разделяют на забойные, отвальные, подъемные, магистральные, соединительные, вспомогательные. Забойные и отвальные конвейеры являются передвижными, подъемные и магистральные — стационарными, соединительные — полустационарными.

Конвейеры различают по массе, углу подъема, удобству перемещения на новую трассу, конструкции роликоопор и т.п.

Конвейеры, как правило, являются предметом индивидуального проектирования, хотя и комплектуются набором из стандартных элементов (секций).

Выбор основных параметров ленточных конвейеров

Производительность конвейера $Q_к$, т/ч, — транспортного средства непрерывного действия — в общем случае определяется массой груза, приходящейся на единицу длины установки q, кг/м, и скоростью движения ленты $v_л$, м/с:

$$Q_к = 3{,}6 q v_л.$$

Расчетным выражением для определения производительности конвейерной установки является следующее:

$$Q_к = C k_\gamma (0{,}9 B_к - 0{,}05)^2 v_л \gamma,$$

где C — коэффициент производительности (наполнения лотка); k_γ — коэффициент, учитывающий угол установки конвейера; $B_к$ — ширина конвейерной ленты, м. Ширину ленты выбирают из следующих значений: 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 1800, 2000, 2500, 3000 мм; γ — насыпная плотность транспортируемого материала, т/м^3.

Коэффициент C зависит от угла откоса φ материала на ленте, числа и угла наклона роликов (табл. 13.47).

Таблица 13.47

Коэффициент производительности C

Тип роликоопоры	Угол наклона роликов на грузовой ветви, градус	Коэффициент C при угле откоса материала на ленте φ	
		15°	20°
Трехроликовая	20	470	550
	30	550	625
	35	580	650
	40	610	670
Пятироликовая	22,5	630	690
	30	680	730
	36	690	750

Примечание. При транспортировании крупнокусковой горной массы (размер кусков 400—500 мм) коэффициент C следует снижать на 15—20 %.

Расчетный угол откоса φ груза на движущейся ленте для угля, руды и вскрышных пород составляет 15—20° (табл. 13.48).

Таблица 13.48

Угол откоса материала на движущейся ленте φ

Материал	φ, градус	Наибольший угол наклона конвейера, градус
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18—26
Земля, грунт влажный	15	20—24
Известняк	15	16—18
Песок сухой	15	16—20
Песок влажный	18—20	20—25
Порода горная вскрышная	15—20	17
Руда железная	15—20	18—20
Соль каменная	15—20	18—23
Уголь бурый рядовой	15—20	18—20
Уголь каменный	18—20	18

С увеличением угла установки конвейера, что учитывается коэффициентом k_γ, площадь поперечного сечения материала на ленте несколько снижается во избежание осыпания материала с ленты:

Угол установки конвейера, градус	0—10	12	14	16	18	20
k_γ	1	0,98	0,96	0,94	0,92	0,9

При движении груза вниз угол наклона конвейера уменьшается приблизительно на 6° для мелкокускового и на 8° — для крупнокускового материала.

Скорость движения ленты принимают с учетом производительности конвейера, ширины ленты и характеристики груза.

В зависимости от характеристик типовых электродвигателей и редукторов рекомендуется ряд скоростей движения ленты, м/с: 1,6; 2; 2,5; 3,15; 4,5; 6,3; 8.

При транспортировании крепких руд и пород скорость движения должна быть меньше, чем при транспортировании рыхлых пород, из-за передачи сильных ударов через ленту на роликоопоры и вследствие изнашивания ленты. В качестве ориентировочных значений скорости движения можно пользоваться данными, приведенными ниже.

Производительность конвейера, м³/ч	400—800	1000—2500	2500—5000	5000—8000	8000—1200	Более 12 000
Скорость ленты, м/с:						
для рыхлых и легких пород	2—2,5	2,5—3,5	3—4,5	3,5—5,5	4—6	4—6,5
для скальных пород и руд	1,5—2,5	2—3	2,5—3,5	2,5—3,5	3—4	3—4,5

Приведенные пределы скорости движения ленты приемлемы для обычных условий работы конвейера. При использовании подвесных шарнирных опор, канатного става, а также для конвейеров на транспортно-отвальных мостах и отвалообразователях значения скорости могут быть увеличены.

Ширина конвейерной ленты, м, исходя из заданной производительности

$$B_к = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_к}{k_у C v \gamma}} + 0{,}05\right).$$

Ширина конвейерной ленты, выбранная по производительности, проверяется на возможность транспортирования кусков данного размера. При кусках крупностью $l_к$ должно соблюдаться соотношение:

для грузов, содержащих куски размером $l_к$ в количестве не более 15 % по массе,

$$B_к \geq (2{,}3 \div 2{,}5) l_к,$$

для грузов, содержащих куски размером $l_к$ в количестве до 80 % по массе,

$$B_к \geq (3{,}3 \div 4) l_к.$$

Мощность привода конвейера определяют расчетом всех действующих сил сопротивления: распределенных (вследствие качения ленты по роликам и трения в их подшипниках) и сосредоточенных (при огибании лентой барабанов и батарей роликоопор, на разгрузочной тележке, на погрузочном пункте) методом обхода по контуру.

Укрупненным расчетом мощность P, кВт, на валу приводного барабана (барабанов) определяется как сумма мощностей, затрачиваемых на холостой ход конвейера, транспортирование материала на расстояние $L_к$, м, и мощности, необходимой для подъема груза на высоту H, м ($H = L_к \sin\beta$, где $L_к$ — длина конвейера, м; β — угол наклона конвейера, градус).

$$P = \frac{(3{,}6 c_c w' v M_к + Q_к \sin\beta) g L_к}{10^3 \cdot 3{,}6},$$

где c_c — коэффициент, учитывающий сосредоточенные сопротивления, значение его уменьшается с увеличением длины конвейера $L_к$:

$L_к$	100	200	300	400	500	800	1000	1250	1600	2000	4000
c_c	1,74	1,45	1,3	1,23	1,19	1,12	1,1	1,08	1,06	1,05	1,03

w' — коэффициент сопротивления движению конвейерной ленты: для конвейеров на открытых разработках (в том числе передвижных) рекомендуется принимать равным 0,025—0,035, для стационарных конвейеров, устанавливаемых в галереях, значения w' могут быть снижены до 0,02—0,022, при работе в условиях низких температур (до −40 °С) коэффициент сопротивления повышается до 0,04—0,045; $g = 9{,}81$ м/с^2; $M_к = M_г + M_л + M'_р + M''_р$; $M_г$, $M_л$, $M'_р$, $M''_р$ — отнесенные к единице длины конвейера массы соответственно груза, ленты, вращающихся частей роликов (табл. 13.49) на грузовой и порожняковой ветвях конвейера, кг/м.

Таблица 13.49

Масса вращающихся частей трех- и однороликовых опор конвейеров

Ширина ленты, мм	Нормальное исполнение конвейера				Тяжелое исполнение конвейера	
	Однороликовые опоры		Трехроликовые опоры		Трехроликовые опоры	
	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг	диаметр ролика, мм	масса, кг
1000	127	21,5	127	25		
1200	127	26	127	29	159	57
1400	159	40	159	50	194	108
1600	—	—	159	60	194	116
1800	159	47	159	82	194	122
2000	—	—	159	50	219	190

Масса груза, отнесенная к единице длины конвейера, кг/м,

$$M_г = Q_x / (3{,}6v).$$

Масса ленты, отнесенная к единице длины конвейера, кг/м,

$$M_л = m_л B_x,$$

где $m_л$ — удельная масса конвейерной ленты, кг/м^2, значения которой для разных типов лент приведены ниже.

Резинотканевая лента с разрывной прочностью 3000 Н/см ширины прокладки

Число прокладок	4	5	6	8
$m_л$, кг/м^2	18	20	22	25

Резинотросовая лента

Тип ленты	РТЛ-1500	РТЛ-2500	РТЛ-3150	РТЛ-4000	РТЛ-5000	РТЛ-6000
$m_л$, кг/м^2 . .	33	43	49	55	58	70

Мощность приводных блоков выбирают из ряда: 200, 250, 320, 500, 630, 800, 1000, 1250, 1500 кВт.

Выбор трассы конвейерного подъемника проводят таким образом, чтобы обеспечить:

- допустимый угол наклона конвейера;
- стационарность борта, в котором располагается конвейер;
- минимальное число пересечений с другими транспортными коммуникациями;
- прямолинейность при отсутствии или минимальном числе перегрузочных пунктов;
- рациональную экономическую эффективность транспорта горной массы до пункта дробления в карьере и от пункта перегрузки на поверхности;
- возможность продления трассы (в случае необходимости) при углублении карьера;

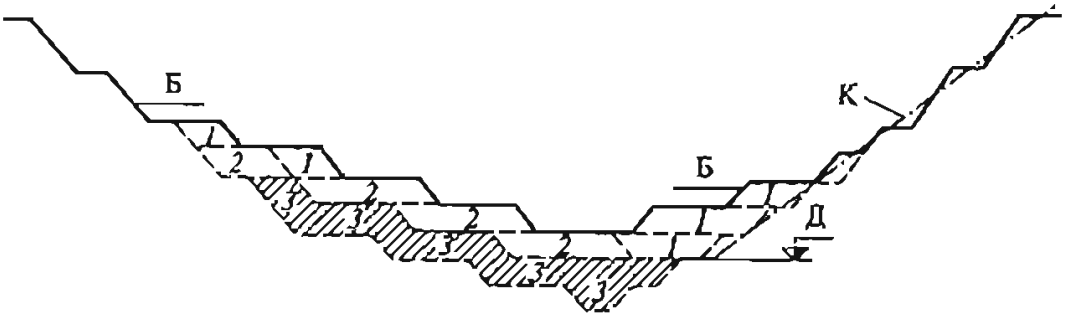


Рис. 13.14 Направление горных работ в карьере при строительстве конвейерного подъемника:

Б — борт карьера до начала строительства подъемника; К — проектируемое положение трассы подъемника; Д — горизонт установки дробильного узла; *1*, *2* и *3* — объемы горных работ, выполняемые соответственно в первый, второй и третий периоды строительства подъемника

• максимальную независимость условий строительства от производства горных работ в карьере.

При проектировании реконструкции, связанной с внедрением конвейерных подъемников на карьере с железнодорожным транспортом, неизбежно пересечение коммуникаций последнего трассой конвейера, в связи с чем усложняются условия и повышается стоимость строительно-монтажных работ.

В наиболее сложных случаях возможны отказ от расположения конвейера в открытых горных выработках из-за сложности проведения строительных работ и дальнейшей эксплуатации и переход к размещению конвейера на всей длине или частично в наклонном стволе.

В планировании горных работ при внедрении конвейерных подъемников на действующем карьере могут быть выделены три периода (рис. 13.14).

В первый период, предшествующий строительно-монтажным работам, необходимо создать постоянный борт по оси будущей трассы и осуществлять интенсивную (опережающую) углубку карьера в зоне установки дробильного комплекса. Ведение горных работ в той части карьерного пространства, которая не связана со строительством подъемника (рабочий борт на вышележащих по отношению к отметке установки дробилки горизонтах), следует предусматривать без интенсивной углубки, но с максимальным подвиганием фронта.

В течение второго периода — времени монтажа подъемника и сооружения для этого необходимой горной выработки горные работы в зоне строительства практически не планируют.

В третий период, после ввода конвейера в эксплуатацию необходимо повысить интенсивность углубки карьера, в том числе в зоне расположения дробильной установки с тем, чтобы расстояние транспортирования руды автосамосвалами от забоев к перегрузочному пункту было минимальным в течение длительного времени.

Несоблюдение этих принципов приводит к тому, что к моменту завершения строительства подъемника горные работы «отрываются» далеко вниз от отметки приемного бункера дробильного узла и эффективность использования конвейера резко снижается.

В связи с тем, что угол наклона постоянного борта карьера обычно превышает угол наклона конвейера, при удлинении трассы последнего изменяется расстояние доставки горной массы автосамосвалами к подъемнику. Поэтому новое

направление удлиняемой трассы следует по возможности совмещать с направлением углубки горных работ. В противном случае длина рейса автотранспорта в карьере может существенно превысить экономически целесообразное расстояние (1—1,5 км).

При необходимости, для организации строительства конвейерного подъемника, разрабатывают отдельный план производства горных работ.

Надежность конвейерных транспортных схем

Большое число схем конвейерного транспорта по принципу соединения и взаимодействия оборудования может быть сведено к четырем основным структурным схемам: последовательное и параллельное соединения оборудования, с объединением и разделением грузопотоков.

Обобщающим показателем надежности является коэффициент готовности, определяемый временем работы между отказами T и временем восстановления $T_в$,

$$k_г = \frac{T}{T+T_в}.$$

Транспортирующую способность конвейерной системы определяют с учетом вероятной эксплуатационной производительности Q, которая обусловливает надежность оборудования:

$$D = k_г T_р Q,$$

где $T_р$ — планируемое время работы конвейерной линии (за вычетом регламентированных технологических и организационных простоев).

Коэффициент готовности системы конвейеров определяется показателями надежности отдельных ее узлов и агрегатов.

Для наиболее распространенной системы, состоящей из n последовательно соединенных конвейеров, коэффициент готовности

$$k_г = \frac{1}{1-n+\sum_{i=1}^{n}\frac{1}{k_{гi}}}.$$

Считается, что применительно к конвейерному транспорту экономически не оправдано резервирование оборудования.

Считается, что для мощных конвейерных подъемников большой производительности, характеризующихся высокой капиталоемкостью, предусматривать резервную линию нецелесообразно, так как дополнительные затраты могут резко ухудшить экономические показатели использования конвейеров вообще. Однако, если допускают размеры транспортируемого куска, то в некоторых случаях следует рассматривать возможность применения двух конвейеров с узкой лентой вместо одного с широкой. При этом необходимо учитывать различный коэффициент готовности систем по вариантам (разную надежность), возможное изменение производительности конвейерного тракта, условия реконструкции при удлинении подъемников и организации новых перегрузочных пунктов, а также различие в условиях транспортирования горной массы автосамосвалами до перегрузочного пункта. Так, если имеется принципиальная возможность не-

зависимого удлинения узких конвейеров, то это улучшит условия эксплуатации автотранспорта в карьере (уменьшатся колебания в расстоянии перевозок) и благоприятно скажется на технико-экономических показателях варианта. Кроме того, наличие второй конвейерной линии позволяет сгладить негативное влияние, оказываемое на производительность автомобильно-конвейерного комплекса разницей в режимах работы конвейеров и автомобильного транспорта. Последний эксплуатируется в режиме карьера (340—350 дней в году круглосуточно) при годовом фонде рабочего времени 7300—7500 ч, а расчетное время работы конвейерной линии в году составляет 5900—6000 ч. Иными словами, при одной конвейерной линии для обеспечения ее часовой производительности необходим парк автомобилей, в 1,2—1,25 раза превосходящий среднерасчетный, установленный по условиям обеспечения заданного объема перевозок. Обычно в проектах этот коэффициент не учитывается, так как практически часть автосамосвалов, занятых, например, на перевозке вскрыши в отвал, можно направить на доставку полезного ископаемого к подъемнику. Однако, если принять во внимание ограничения по производительности экскаваторов и приемной способности дробильных агрегатов или если проектом предусмотрена конвейеризация подъема всего объема скальной горной массы из карьера, то этот коэффициент необходимо учитывать при составлении проектов.

Эффективность применения того или иного вида карьерного транспорта определяется в конечном итоге экономическими показателями — капитальными затратами на приобретение и монтаж оборудования, строительство объектов и коммуникаций, выполнение горных работ и т.д., а также эксплуатационными расходами. Наибольшие расхождения при определении эксплуатационных расходов наблюдаются применительно именно к конвейерному транспорту. Основа расхождений заключается в использовании разных методов расчета амортизационных отчислений на реновацию (восстановление первоначальной стоимости) и ремонт ленты. Для проектных расчетов можно пользоваться следующими данными. Срок службы резинотросовых лент на конвейерах длиной до 1000 м составляет 5 лет, длиной 1000—3000 м — 6 лет. При этом ленты передвижных (забойных и отвальных) конвейеров имеют срок службы примерно на 1 год меньше, чем на конвейерах стационарных и находящихся в галереях.

Нормы амортизационных отчислений приведены в табл. 13.50.

Таблица 13.50

Нормы амортизационных отчислений на конвейеры, %

Оборудование	Общая норма	В том числе	
		на полное восстановление	на капитальный ремонт
Конвейеры забойные, отвальные, передаточные с лентой шириной, мм:			
до 1200	13,9	8,4	5,5
1400—1800	11,4	6,5	4,9
более 1800	9,1	5,2	3,9
Конвейеры магистральные с лентой шириной, мм:			
до 1200	11,5	6	5,5
1400—1800	9,5	4,6	4,9
более 1800	8	4,1	3,9

13.3.5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ПОРОД СКИПОВЫМИ ПОДЪЕМНИКАМИ

Скиповые подъемники целесообразно применять на карьерах производительностью 7—10 млн т/год, имеющих большую глубину при ограниченных размерах в плане. Они позволяют транспортировать недробленые скальные породы с углами наклона 20—45°. Скиповые подъемники являются составной частью комбинированной транспортной схемы, в которую входят также автомобильный транспорт в карьере и транспорт на поверхности (обычно автомобильный или железнодорожный).

Применение скипового подъема неизбежно требует сооружения двух перегрузочных комплексов. Нижний из них служит для загрузки скипов из автосамосвалов через бункер-дозатор. Грузоподъемность скипа обычно принимают равной грузоподъемности автосамосвала. По мере углубления карьера производится перенос перегрузочного комплекса. На разгрузочном комплексе скипы разгружаются в бункер, а затем — в транспортные средства. Перемещение скипа происходит по рельсовому пути с шириной колеи ~3000 м, уложенному по откосу борта на бетонном основании. Скиповые подъемники чаще выполняют двухконцевыми (один скип поднимается, а другой спускается). Скорость движения скипа до 7—10 м/с, мощность привода около 2400 кВт.

Использование скиповых подъемников позволяет сократить число автосамосвалов, работающих в карьере, что уменьшает загазованность атмосферы карьера.

Производительность подъемника и комплекса в целом зависит от числа автосамосвалов, обслуживающих подъемник, организации их движения, расстояния транспортирования и других факторов.

Техническая производительность скипового подъемника, м^3/ч, определяется по формуле

$$Q_{п.т} = V_{ск} N_п,$$

где $V_{ск}$ — вместимость скипа, м^3; $N_п$ — число подъемов в час:

$$N_п = 3600/(T_п + t_{п.з}),$$

где $T_п$ — продолжительность одного подъема, с; $t_{п.з}$ — продолжительность паузы при разгрузке и загрузке скипов, с; $t_{п.з}$ = 20÷40 с.

Время подъема является функцией длины пути подъема $l_п$ и максимальной скорости подъема v_{max}:

$$T_п = l_п k_{р.з} / v_{max},$$

где $k_{р.з}$ — коэффициент, учитывающий снижение скорости в период разгона и замедления ($k_{р.з}$ = 1,13÷1,16).

Скорость движения скипа составляет 7—10 м/с.

Длина пути подъема $l_п$ определяется глубиной расположения нижнего перегрузочного пункта относительно борта карьера $h_п$ и углом наклона рельсового пути α:

$$l_п = (h_п + h_д)/\sin\alpha,$$

где $h_д$ — дополнительная высота подъема, определяемая разностью отметок борта карьера и разгрузки скипа, а также горизонта разгрузки нижнего перегрузоч-

ного пункта и уровня установки скипов; при укрупненных расчетах может приниматься равной 30—35 м.

Производительность скипового подъемника должна соответствовать производительности обслуживающего автотранспорта, м^3/ч:

$$Q_{\text{а}} = k_{\text{а}} N_{\text{а}} n_{\text{р}} V_{\text{а}} K_{\text{п}},$$

где $k_{\text{а}}$ — коэффициент неравномерности работы автосамосвалов; $k_{\text{а}}$ — 1,15÷1,2; $N_{\text{а}}$ — число автосамосвалов, обслуживающих подъемник; $n_{\text{р}}$ — число рейсов автосамосвалов в час; $V_{\text{а}}$ — вместимость кузова автосамосвала, м^3; $K_{\text{п}}$ — коэффициент влияния породы.

При переходе от часовой производительности установки к годовой учитывают коэффициент использования оборудования во времени (18 ч работы в сутки) и время на техническое обслуживание и ремонты, которое составляет 55 сут в год. Как и при конвейерных подъемниках, в расчете производительности скиповой установки должен учитываться коэффициент готовности системы к работе.

Мощность подъемной установки, кВт (для ориентировочных расчетов),

$$N = QH/(102\eta),$$

где H — высота подъема, м; η — КПД установки.

В табл. 13.51 приведены рациональные сочетания параметров в автомобильно-скиповых комплексах в зависимости от требуемой производительности и высоты подъема горной массы.

Таблица 13.51

Рациональные параметры автомобильно-скиповых комплексов (на одну установку)

Высота подъема, м	Грузоподъемность скипов (самосвалов), т	Максимальная скорость подъема, м/с
Годовая производительность 5 млн т		
100	27	2—2,5
200	27	4—4,5
400	27	8—8,2
600	27	12—15,5
600	40	7,8—8,2
Годовая производительность 10 млн т		
200	40	6—6,5
200	75	3—3,5
400	40	15—16
400	75	6—6,5
600	75	9—9,5
Годовая производительность 20 млн т		
200	75	8,5—9

Высота подъема, м	Грузоподъемность скипов (самосвалов), т	Максимальная скорость подъема, м/с
200	120	3,5—3,8
400	120	10—10,5
600	120	13—14
600	200	4,5—6

Приведенные рекомендации базируются на определенном шаге производительности и глубины карьера (100, 200, 400, 600 м), поэтому при оптимизации решений для конкретных условий необходимо также учитывать изменяемость во времени и пространстве параметров карьера, грузооборота, производительности подъемников и другие факторы. Кроме того, при оценке эффективности применения скиповых подъемников обязательно должна учитываться долговременность работы установки. Ориентировочно можно считать, что минимальный срок службы подъемника средней грузоподъемности (40—75 т) с использованием расчетной производительности не должен быть менее 10—12 лет, в исключительных случаях при соответствующем обосновании 8—10 лет.

При этом необходимо учитывать то, что применение скипов определенной грузоподъемности требует использования в карьере соответствующих по этому показателю самосвалов, что резко затрудняет возможность перехода на автосамосвалы повышенной грузоподъемности.

При проектировании необходимо также учитывать снижение производительности скиповой установки с увеличением глубины карьера. Так, для установки с 75-тонным скипом при увеличении высоты подъема горной массы со 100 до 300 м производительность снижается приблизительно в 1,5 раза.

Поэтому в технико-экономических расчетах для последовательно рассматриваемых периодов времени необходимо принимать соответствующую производительность установки с учетом рационального шага переноса нижнего перегрузочного пункта, который зависит от конкретных условий, но в укрупненных расчетах может приниматься равным 45—60 м.

Минимальная глубина карьера, при которой скиповой подъемник начинает успешно конкурировать с другими видами транспорта, также зависит от конкретных горно-технических условий и от типа скиповой установки.

В значительной степени на эффективность применения скиповых подъемников оказывают влияние условия строительства трассы и предполагаемый период их внедрения. При проектировании нового карьера со скиповым подъемником трассу для него следует проектировать с учетом развития горных работ с поуступным развитием по мере достижения горизонтами конечного положения.

При проектировании реконструкции карьера, особенно когда для сооружения трассы подъемника приходится нарушать уже сложившиеся коммуникации, время и затраты на организацию наклонной траншеи возрастают. За период строительства, естественно, горные работы уходят вниз, отставание ранее намеченного горизонта установки нижнего перегрузочного пункта от дна карьера становится хроническим, расстояние транспортирования горной массы в карьере увеличивается, а эффективность использования подъемника уменьшается.

Поэтому особенно важно проект строительства подъемника тщательно увязывать с реально складывающейся на предприятии обстановкой. В необходимых случаях допускается устройство переменного угла наклона трассы, соответствующего углам погашения бортов в различных по высоте зонах.

13.4. Проектирование отвалообразования вскрышных пород и складирования некондиционных и попутно извлекаемых при разработке карьера полезных ископаемых

В соответствии с Едиными правилами охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых проект предприятия должен предусматривать раздельное складирование и сохранение попутно добываемых, временно не используемых полезных ископаемых, а также отходов производства, содержащих полезные ископаемые и компоненты, обоснование вместимости складов, порядка и технологии складирования, условий и сроков сохранения и вовлечения в использование полезных ископаемых и отходов производства, мероприятий по предотвращению потерь сырья и его порчи.

Актуальность проблемы вовлечения в промышленное использование техногенного минерального сырья возрастает с увеличением его относительной ценности, обусловленной непрерывным истощением источников природного сырья, необходимостью крупных капитальных вложений для подготовки новых месторождений в неосвоенных районах, частичным высвобождением мощностей перерабатывающих предприятий. При этом может быть обеспечено ресурсосбережение природного минерального сырья в объеме 25—30 %.

В связи с этим при проектировании возникает необходимость в обосновании качества техногенного минерального сырья, т.е. кондиций на складируемые руды и породы. Кондиции на полезные ископаемые определяются ГОСТами и техусловиями. Все руды, относящиеся к категории забалансовых (по составу и содержанию), подлежат раздельному складированию в техногенные месторождения. В случае, когда по перспективной потребности в сырье возможен прогноз срока вовлечения рудных техногенных запасов в переработку, целесообразно применять показатель кондиционности — перспективное минимальное содержание. Это такое содержание полезных компонентов в минеральном сырье, при котором их технологически возможно и экономически целесообразно извлекать в прогнозируемый период времени на основе более совершенных технологических схем добычи и переработки. При этом денежная оценка извлекаемых полезных ископаемых и предотвращаемого ущерба должна быть больше всех предстоящих затрат на складирование, сохранение, добычу и переработку некондиционного минерального сырья.

Таким образом, при проектировании карьера должна быть предусмотрена не только наиболее полная выемка и использование основных полезных ископаемых, для добычи которых и создается горное предприятие, но и применены технологии, позволяющие извлечь, складировать и сохранить некондиционные полезные ископаемые и потенциально полезные вскрышные породы, которые могут быть использованы в будущем. Таким образом, фактически речь идет о создании техногенных образований — месторождений — скоплений минеральных веществ, которые по количеству и качеству содержащихся в них полезных

компонентов могут быть эффективно использованы по мере развития науки и техники.

При складировании забалансовых руд и полезных вскрышных пород должно быть обеспечено сохранение их качества, несмешиваемость различных видов материалов, совместимость при хранении, охрана окружающей природной среды, минимум нарушаемых земель и возможность последующего их восстановления, малоотходность.

В связи с тем, что раздельное складирование пород требует значительных затрат, и как следствие этого увеличивает расходы на добычу в карьере основных полезных ископаемых, целесообразно сразу выделить бесперспективные породы вскрыши (пустые породы) и размещать их валовым способом в отвале.

При проектировании отвалообразования и раздельного складирования пород, содержащих полезные компоненты, должно быть определено местоположение, количество, геометрические размеры отвалов и складов-штабелей, разработана технология отвалообразования раздельного складирования пород, их консервации и дальнейшей отгрузки, выбрано необходимое оборудование. Решение этих задач должно быть осуществлено с учетом физико-механических свойств складируемых пород: рельефных, инженерно-геологических и гидрогеологических условий оснований отвалов и складов; климата района; ценности занимаемых земель; вида технологического транспорта; условий размещения площадок строительства предприятия; возможности и условий последующей рекультивации отвалов в увязке с принятыми для освоения месторождения системой разработки, технологией и механизацией работ.

Породные отвалы должны иметь достаточную вместимость, находиться на минимальном расстоянии от мест погрузки породы, располагаться на безрудных (безугольных) площадях, не препятствовать развитию горных работ в карьере и формироваться с учетом требований техники безопасности и экологии. По возможности, отвалы следует располагать на склонах гор и холмов (в оврагах), что обеспечивает сокращение объемов работ по созданию первоначального фронта отвальных работ (насыпей).

При формировании складов горных пород, потенциально пригодных для дальнейшего использования, важнейшим требованием является локализация минеральных компонентов, которая должна строиться на основе их индивидуальных свойств и учитывать специфику формирования техногенных массивов, способы консервации при длительном хранении и последующей отгрузки.

Для проектирования отвалообразования и складирования пород необходимы следующие исходные данные:

- инженерно-геологическое и гидрогеологическое обследование территорий, намечаемых для расположения отвалов пород;
- топографические планы района месторождения масштаба 1:10 000 или 1:5000;
- качественная характеристика подлежащих складированию пород и некондиционных полезных ископаемых по типам (средняя плотность, гранулометрический состав, влажность, коэффициент начального и остаточного разрыхления, токсичность и пр.);
- общий объем породы в конечном контуре карьера, объемы по отдельным горизонтам (группам горизонтов) раздельно для нагорной и глубинной частей карьера, в том числе до расчетного года включительно, в увязке со схемой

вскрытия и календарным планом производства горных работ, наибольшие годовые объемы вскрыши;

• сведения о сельскохозяйственной (лесохозяйственной) ценности земель, которые предполагается занять отвалами;

• вид технологического транспорта и режим его работы;

• гидрометеорологические сведения (количество и повторяемость осадков, направление господствующих ветров, данные о снегозаносах и снегообвальных участках, число туманных и гололедных дней и т.д.).

При проектировании реконструкции карьера дополнительно используют исполнительные планы отвалов в масштабе 1:2000 (1:5000) с указанием положения транспортных и прочих коммуникаций, отметок уступов и предполагаемых границ отвальных площадей на момент начала реконструкции предприятия.

13.4.1. ВЫБОР МЕСТОРАСПОЛОЖЕНИЯ ОТВАЛОВ И СКЛАДОВ

Месторасположение отвалов и складов следует выбирать исходя из условий обеспечения минимальных расстояний и затрат на транспортирование складируемых пород, безопасности производства работ, наименьшего вредного воздействия на окружающую среду, обеспечения долговременной устойчивости, сохранения качественных показателей потенциальных полезных ископаемых в складах.

Отвалы целесообразно располагать:

• в выработанном пространстве;

• возможно ближе к месту разработки пород;

• на малоценных земельных угодьях;

• на одном уровне или ниже отметки разработки (для снижения транспортных расходов);

• на территориях с благоприятными условиями, обеспечивающими устойчивость отдельных ярусов и отвала в целом.

При размещении вскрыши в выработанном пространстве карьера отвалы не занимают дополнительных площадей и протяженность транспортных коммуникаций минимальная. При поперечном перемещении породы возможно применение техники непрерывного действия. Кроме того, рекультивацию отвальных площадей можно осуществлять непосредственно вслед за подвиганием фронта горных работ.

Создание внутренних отвалов возможно при разработке горизонтальных или пологих залежей, вынимаемых на всю мощность.

В начальный период разработки, когда выработанное пространство еще не создано, породы вывозят во внешние отвалы. При разработке названных месторождений, имеющих значительную мощность покрывающих пород (40—50 м и более), можно параллельно создавать внутренние (для пород нижних уступов) и внешние (для пород верхних уступов) отвалы.

Если внутренние отвалы сформировать невозможно, их вынуждены размещать за пределами контуров карьера. Внешние отвалы характерны для наклонных, крутых и глубокозалегающих месторождений. В некоторых случаях при разработке таких месторождений целесообразно создавать внутренние отвалы, а также осуществлять временное складирование пород внутри перспективных контуров при поэтапной разработке месторождений (рис. 13.15). В этом случае

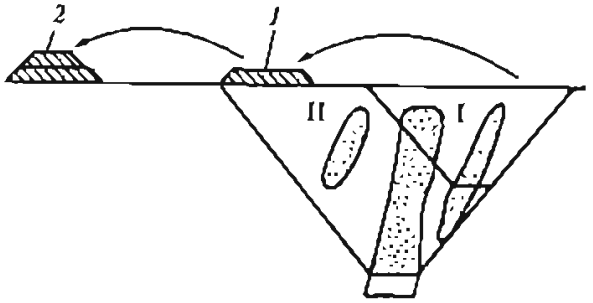


Рис. 13.15. Схема поэтапного размещения отвалов:

I, II — соответственно первая и вторая очереди карьера. 1, 2 — соответственно временный и постоянный отвалы

часть пород первого этапа продолжительностью 10—15 лет размещается в зоне будущих работ второго этапа. При расконсервации бортов первого этапа временные отвалы перемещаются на постоянное место. Это позволяет уменьшить в первые годы расстояние транспортирования и высвободить определенные средства. Целесообразность такого порядка отвалообразования следует определять экономическим сопоставлением вариантов.

При выборе числа и местоположения отвалов следует учитывать необходимость, как правило, раздельного складирования рыхлых и скальных пород или выделения соответствующих самостоятельных участков в пределах одного отвала (иногда даже требуется раздельно складировать различные типы рыхлых грунтов — например, токсичные и нетоксичные). Совместное складирование рыхлых отложений, содержащих глинистые частицы, со скальными породами может привести к нарушению устойчивости отвала. Кроме того, различные физико-механические характеристики грунтов предъявляют разные требования к параметрам отвалов, способу механизации отвальных работ и методам их последующей рекультивации.

Местоположение складов-штабелей, по аналогии с площадками для размещения внешних отвалов, выбирают в зависимости от их основных параметров, количества, порядка поступления из карьера различных полезных ископаемых, наличия пригодных свободных площадей возможно ближе к карьеру, но с учетом возможности создания удобных транспортных связей с потребителями в будущем при разгрузке складов. От правильного выбора местоположения техногенных складов зависят технико-экономические процессы их создания и разработки (разгрузки).

Для решения задачи выбора местоположения склада необходимо определить рациональное количество разобщенных складов, в которых разместится заданный объем техногенного минерального сырья. При этом следует учитывать то, что склад, сформированный на общем отводе, имеет большую удельную вместимость по сравнению с разобщенными складами с одинаковой суммарной емкостью. Выбор возможных вариантов расположения должен обеспечивать требуемую последовательность выемки различных полезных ископаемых в период разгрузки (разработки) техногенного склада и учитывать необходимость подвода для этого транспортных коммуникаций.

13.4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТВАЛОВ

Основными параметрами отвалов являются: площадь, необходимая для размещения отвала, вместимость отвалов и их отдельных уступов, высота ярусов, общая высота отвала, величина берм опережения нижних ярусов по отношению к верхним (результирующий и эксплуатационный углы разгона отвала), форма

отвала (соотношение длинной и короткой сторон). Во всех случаях установленные параметры отвалов должны обеспечивать безопасность производства работ, необходимые производительность и экономичность процесса, а также возможность скорейшей рекультивации поверхности отвалов.

Параметры отвалов зависят от свойств вскрышных пород. В первом приближении породы разделяют на мягкие, рыхлые, твердые (скальные и полускальные) и смешанные. От вида пород в значительной мере зависят коэффициент их разрыхления и величина осадки отвала (табл. 13.52), равная $(k_{p1} - k_{p2})/k_{p1} \cdot 100$, где k_{p1}, k_{p2} — соответственно начальный и конечный коэффициенты разрыхления.

Осадку отвальной массы рассчитывают по значениям начального коэффициента разрыхления вскрыши (выемка и отсыпка в отвал) и конечного его значения (после достаточно длительного лежания в отвале).

Таблица 13.52

Величина осадки пород в отвале

Порода	Коэффициент разрыхления		Величина осадки, %
	начальный k_{p1}	конечный k_{p2}	
Песок и гравий	1,1—1,5	1,01—1,015	8,2—11,7
Суглинки	1,2—1,25	1,02—1,04	15—16,8
Мергель	1,25—1,3	1,04—1,05	16,8—19,2
Твердая глина	1,3—1,35	1,06—1,07	18,5—20,7
Скальная	1,35—1,4	1,08—1,15	17,9—20

В практике отвалообразования часто требуется знать угол откоса отвала, значения которого следует различать как текущие и устойчивые, и естественного откоса. Текущие углы, как правило, превышают угол естественного откоса, который в идеальном случае стремится к углу внутреннего трения в верхнем слое откоса отвала.

По этой причине в широком диапазоне углов откоса следует считать верхний предел текущим значением, а нижний — устойчивым, или естественным.

Фактические углы устойчивых откосов отвала, градус, для ряда вскрышных пород

Песчано-глинистые, рыхлые	30—40
Полускальные, песчаники, алевролиты, аргиллиты	30—40
Суглинки, глины	40—45
Глина, порфирит, гранит, роговики	45—50
Глины, спилиты, альбитофиры	36—40
Глины, кератофиры, диабазы	32—38
Глины, сланцы, порфиры, альбитофиры	31—34
Глины, порфиры, туфы, сланцы	30—36
Песчано-глинистые	30—32
Нефелиновые сиениты, рисчорриты, нйолит-уртиты	35—37
Скально-моренные	35—37

Следует также различать высоту отвала текущую (рабочую) и предельную (высоту устойчивого отвала), определяемую устойчивостью отвала.

Высоту отвала задают исходя из принятой технологической схемы отвалообразования, но не более предельной высоты устойчивости насыпи из данных разрыхленных вскрышных пород.

Выбор высоты отвалов следует производить не только на основании результатов технико-экономического анализа, но и с учетом социально-экологического влияния отвальных работ на окружающую среду. По данным различных исследований, при увеличении высоты отвального яруса от 20 до 100 м затраты на отчуждение земель могут сократиться в среднем на 65 %. Однако достижение этого локального экономического эффекта представляется неоправданным, поскольку валовой сельскохозяйственный потенциал при этом снижается в 4—7 раз вследствие интенсивного проявления негативных последствий ветровой эрозии поверхности отвалов и запыления плодородных почв, расположенных в радиусе до 20 км от отвалов вскрышных пород.

Установлено, что при упомянутом увеличении высоты отвалов примерно в 3 раза возрастает степень запыления смежных земельных угодий.

Высота равнинных отвалов на практике, как правило, меньше, чем нагорных. Фактически высота отвалов может приближаться к предельной высоте устойчивой насыпи из данных пород, отличаясь от нее (с учетом коэффициента запаса устойчивости) на 20—30 % в меньшую сторону, что гарантирует устойчивое состояние отвала.

Высоту отдельных отвальных уступов выбирают в зависимости от физико-механических свойств отсыпаемых пород, несущей способности грунтов основания, рельефа местности и способа механизации отвальных работ (вида транспорта, доставляющего породу в отвал, и типа отвального оборудования).

Для прикидочных расчетов можно ориентироваться на следующие ограничения наибольшей высоты уступа (при устойчивых грунтах основания):

- при отсыпке скальных пород — 30—60 м (на косогорах при автомобильном транспорте и бульдозерном способе отвалообразования высота яруса не ограничивается);
- при складировании рыхлых песчаных грунтов — 15—30 м;
- при отсыпке рыхлых глинистых грунтов — 10—20 м.

Для обеспечения устойчивости многоярусного отвала высота первого уступа, как правило, не должна превышать 12—15 м (иногда 7—8 м), а ширина бермы между первым и вторым ярусами в процессе эксплуатации должна быть не менее 100—150 м, между последующими уступами 50—100 м. В конечном положении указанные бермы могут быть существенно сокращены, и величина их (20—50 м) определяется условиями устойчивости отвала или методами рекультивации его откосов.

При неблагоприятных инженерно-геологических или гидрогеологических условиях основания отвалов, сложных климатических условиях района, а также при отсыпке отвала пылеватыми, текучими или плывунными грунтами высоту отдельных уступов и отвала в целом необходимо определять индивидуальным расчетом.

При разработке нагорных месторождений возникает необходимость в организации так называемых погоризонтных отвалов, т.е. отвалов, отметки отсыпки которых совпадают с отметками разработки вскрышных уступов в карьере и которые для сокращения расстояния транспортирования породы стремятся рас-

положить непосредственно у конечного контура карьера. При этом, поскольку разработка нагорных карьеров производится обычно сверху вниз, отсыпку отвалов следует осуществлять в такой же последовательности. Но при крутых склонах рельефа или слабой несущей способности грунтов необходимо вначале обеспечить устойчивость будущего отвала, создав прочное основание, для чего вскрышу с верхних горизонтов карьера необходимо доставить в нижние ярусы отвалов. Кроме того, с увеличением высоты рабочей зоны в карьере многие из погоризонтных отвалов следует отсыпать одновременно, и это не позволяет располагать их пространственно друг под другом по условию безопасности производства работ.

Разрешить подобные противоречия порой возможно организацией так называемых групповых отвалов, принимающих породу одновременно с нескольких горизонтов карьера. Число и отметки групповых отвалов выбирают в зависимости от конкретных условий разработки и складирования вскрышных пород (объема поступающей с рассматриваемых горизонтов карьера вскрыши, возможной вместимости отвалов, способа транспортирования, схемы механизации работ на отвалах, объема строительства дорог и пр.).

Вместимость отвалов устанавливается с учетом всего объема удаляемых из карьеров пород с выделением очередей, соответствующих этапам производства горных работ. При этом вместимость отвалов V_o должна превосходить объем удаляемых из карьеров пород на величину коэффициента остаточного разрыхления, т.е.

$$V_o = \sum V_i k_{pi},$$

где V_o — вместимость отвала, млн м^3; V_i — объем удаляемых из карьера пород данных физико-механических свойств, млн м^3; k_{pi} — соответствующий коэффициент остаточного разрыхления.

Величину k_{pi} можно принимать ориентировочно:

Скальные породы	1,12—1,2
Полускальные, смешанные породы и твердые глины	1,05—1,12
Рыхлые и глинистые породы	1,05—1,07

Площадь, м^2, для размещения вскрышных пород:
при одноярусном отвале

$$S_1 = \frac{V_в k_p}{h_{o1}};$$

при двухъярусном отвале

$$S_2 = \frac{V_в k_p}{h_{o1} + \eta_1 h_{o2}},$$

где $V_в$ — объем вскрышных пород при горно-капитальных и эксплуатационных работах за часть или весь период разработки месторождений, м^3; k_p = = 1,15÷1,4 — коэффициент разрыхления пород в отвале; h_{o1} и h_{o2} — высота соответственно первого и второго ярусов отвала, м; η_1 = 0,4÷0,8 — коэффициент заполнения площади вторым ярусом.

13.4.3. РАЗВИТИЕ ПОСТОЯННЫХ ОТВАЛОВ В ПЛАНЕ

При проектировании постоянных отвалов целесообразно предусматривать несколько этапов (3—5 и более) их развития в плане. На первом этапе породы складируют в несколько ярусов с отсыпкой их на предельную высоту на ограниченной площади. На втором и последующих этапах отвалы в основном расширяют в плане. Такую схему поэтапного отвалообразования можно применять при автомобильном и конвейерном транспорте. По сравнению со схемой поярусного развития отвалов сразу на всей площади схема поэтапного отвалообразования имеет следующие преимущества:

- земли под отвалы изымают из сельскохозяйственного пользования постепенно, что уменьшает экономический ущерб, наносимый народному хозяйству от вовлечения недр в разработку;
- рекультивацию отвалов и возвращение земель для сельскохозяйственного использования осуществляют раньше;
- уменьшается расстояние перемещения пород в первые годы, что позволяет уменьшить затраты на транспортирование;
- отодвигаются сроки переноса сооружений, попавших в зону горного отвала, что позволяет повысить эффективность использования ранее сделанных капитальных затрат на их строительство.

Порядок развития отвалов по этапам следует определять на основании сравнения ряда возможных вариантов

При создании отвального фронта должны быть обеспечены бесперебойное складирование пород, высокая пропускная способность транспортных коммуникаций, безопасное и производительное использование транспортного и отвального оборудования. Порядок развития отвального фронта должен обеспечить сохранение или увеличение его длины, минимальный объем работ по перемещению транспортных коммуникаций и максимальную приемную способность отвала.

При использовании железнодорожного транспорта возможны два способа развития отвального фронта — параллельный (рис. 13.16) и криволинейный. Параллельное перемещение отвального фронта (см. рис. 13.16, *а* и *б*) связано с постепенным его сокращением, и в этом случае затрудняется перенос криволинейных участков пути. Для сохранения его длины создают передовую насыпь (см. рис. 13.16, *г* — *ж*) из мягких пород (обычно драглайнами). При криволинейном развитии отвального фронта после сооружения передовой насыпи (рис. 13.17) его длина увеличивается по мере переукладки пути. Значительно сокращается объем горно-капитальных работ по возведению пионерной отвальной насыпи. Однако при этом необходимо после каждой передвижки вводить в путь короткие отрезки рельсов («рубки»). При экскаваторном отвалообразовании криволинейный фронт затрудняет крановую переукладку железнодорожных путей и увеличивает объем путевых работ.

При применении многотупиковых экскаваторных отвалов с криволинейным и параллельным перемещением фронта работ на отвальном уступе устраивают несколько тупиков, что увеличивает протяженность нерабочей части отвальных железнодорожных путей, обеспечивающих подъезд к фронту разгрузки, по сравнению с однотупиковой схемой.

При значительном объеме работ рационален многотупиковый отвал с прямолинейным фронтом отсыпки, параллельным расположением тупиков и по-

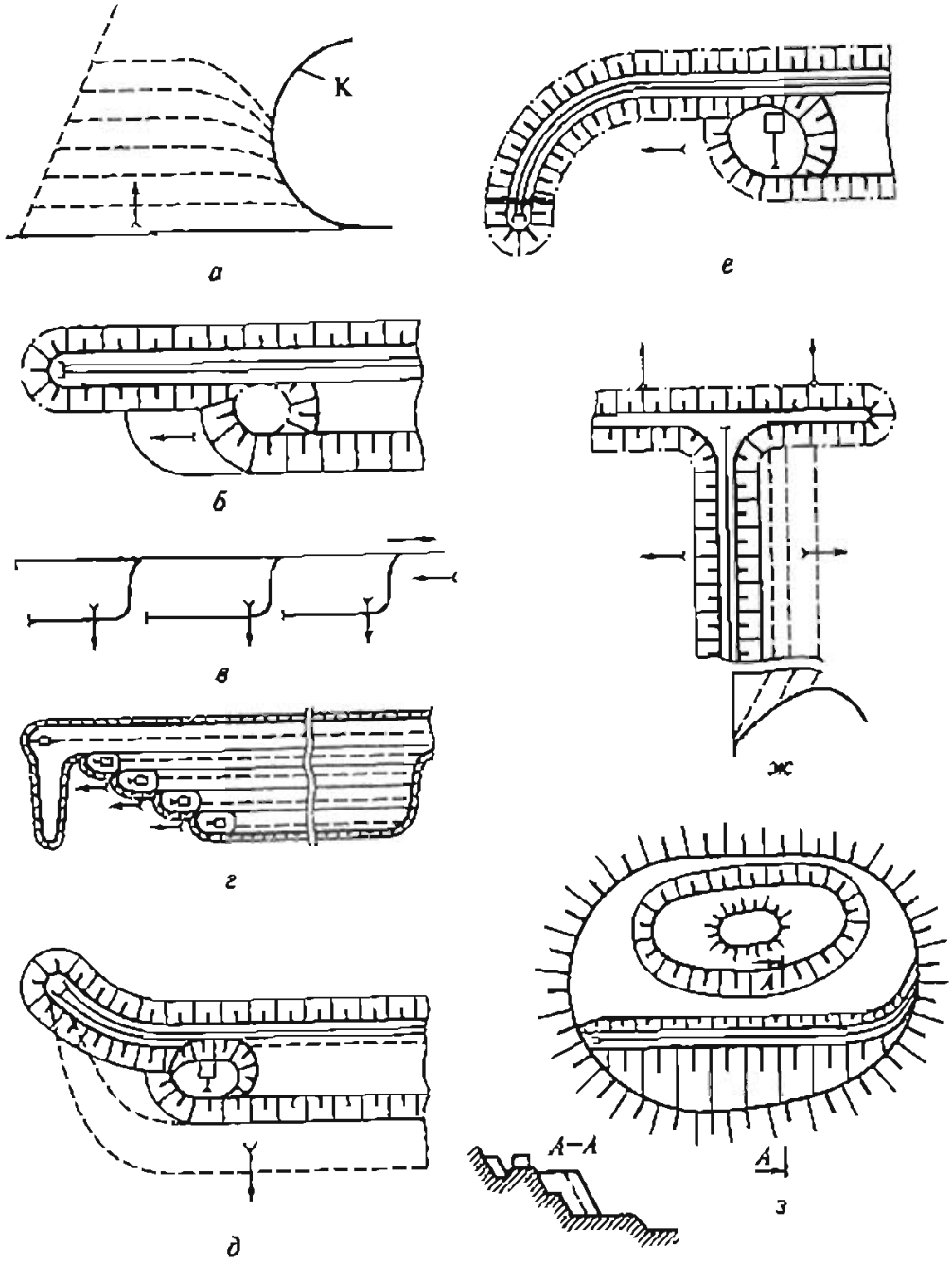


Рис. 13.16. Схемы параллельного перемещения фронта отвальных работ

а — односторонняя; *б* — с укорачивающимся фронтом разгрузки; *в* — многотупиковая; *г* — то же, с передовой насыпью; *д* и *е* — соответственно с внешней и внутренней насыпью; *ж* — с передовой насыпью и постоянной длиной фронта работ; *з* — схема развития отвала с косогора; К — кривая стрелочного перевода

следовательным их заполнением (см. рис. 13.16). В этом случае обеспечиваются минимальное путевое развитие и сокращение объема путепереукладочных работ. При последовательном расположении тупиков на уступе с поочередной разгрузкой на них поездов значительно удлиняются подъездные пути, снижается приемная способность тупиков и увеличивается пробег подвижного состава. Поэтому целесообразно создавать два или три параллельно действующих и развивающихся отвала.

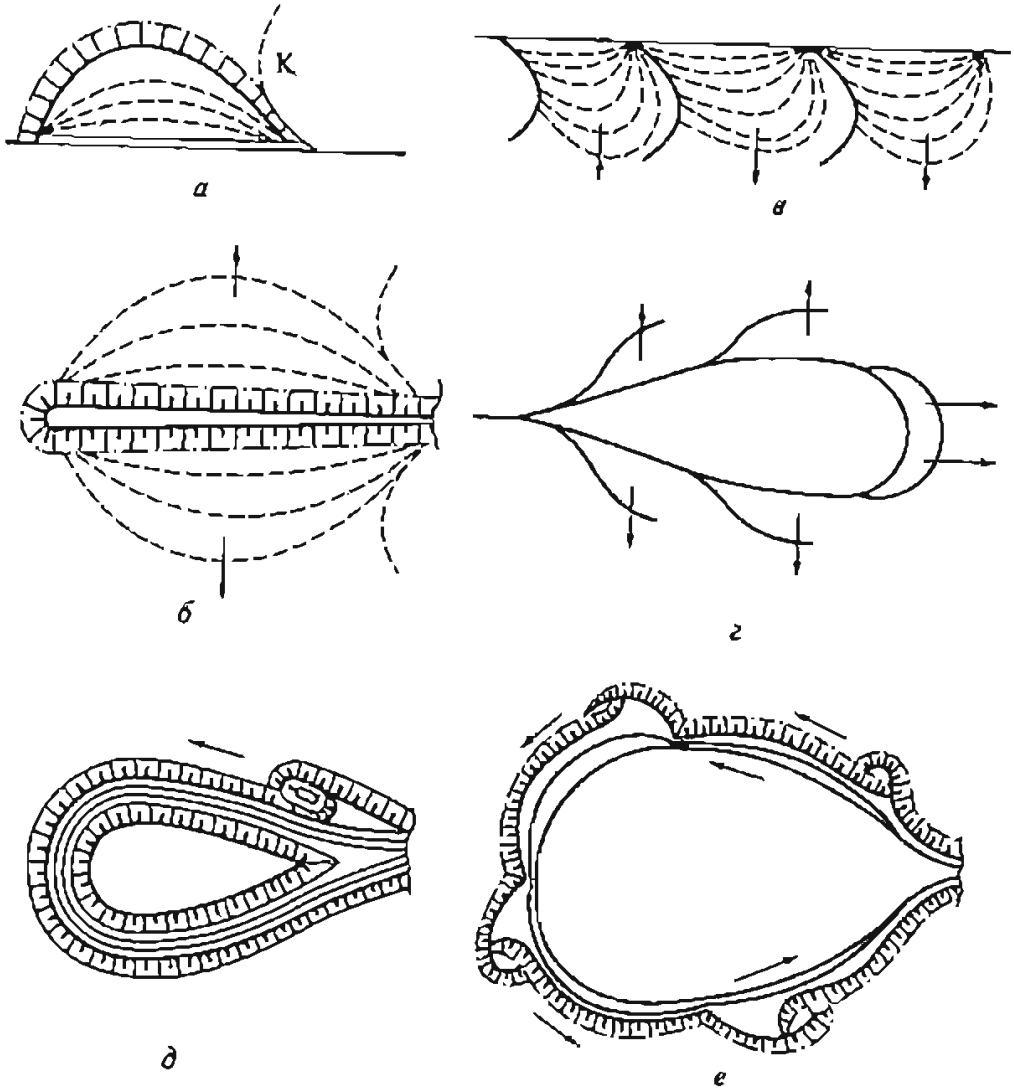


Рис. 13.17 Схемы криволинейного перемещения фронта отвальных работ:

а — односторонняя; *б* — двусторонняя; *в* — многотупиковая; *г* — многотупиковая кольцевая; *д* и *е* — кольцевая схема соответственно в начальной стадии и развитая; К — кривая стрелочного перевода

На плужных отвалах обычно применяют однотупиковый криволинейный фронт. Сквозной кольцевой или криволинейный фронт используют только в редких случаях на однотупиковых плужных или экскаваторных отвалах.

Вопрос о рациональной форме отвалов наиболее актуален в условиях равнинной местности, так как при резко пересеченном рельефе формы логов, каньонов и ущелий сами по себе определяют будущую конфигурацию отвалов. На равнинной местности при транспортировании породы автосамосвалами наиболее выгодной формой отвала в плане является прямоугольная с соотношением сторон 2:1 при центральном расположении заезда по отношению к большей стороне. К такой же форме отвала стремятся при железнодорожном и конвейерном транспорте, считая, что при развитии отвала от центра к периферии за весь период эксплуатации обеспечиваются минимальные транспортные издержки. Однако дополнительные условия могут влиять как на форму отвалов, так и на очередность их возведения.

Иногда возможно осуществлять периферийное отвалообразование. Сущность его заключается в том, что вначале создается отвал (отвальная полоса) по

конечному контуру будущего отвала, а затем засыпается его внутренняя часть. Такой порядок отсыпки позволяет уже в первый период эксплуатации горного предприятия рекультивировать внешние конечные откосы отвалов и резко сократить влияние пыления в процессе отвалообразования на окружающие отвал территории (рис. 13.18).

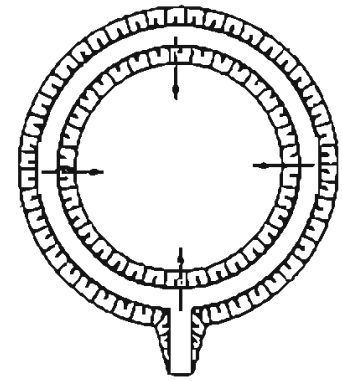


Рис. 13.18. Принципиальная схема организации периферийного отвала

При определении параметров отвалов необходимо одновременно рассматривать мероприятия, обеспечивающие более эффективное использование территории, увеличение высоты ярусов и т.д. К ним относятся в первую очередь вопросы подготовки основания отвалов, в частности осушения, строительства дренажных сооружений, выделения участков первоочередной засыпки и т.д.

Технология, способ отвалообразования и средства механизации отвальных работ выбирают, главным образом, в зависимости от вида транспорта и дополнительных требований к складированию пород, в частности к раздельному складированию пород различных видов и сортов и возможности последующей, независимой друг от друга отгрузки.

В табл. 13.53 приведены способы отвалообразования, а в табл. 13.54 — значения высоты отвалов в зависимости от характера пород и способов отвалообразования.

Таблица 13.53

Способы отвалообразования

Способ отвалообразования	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Одноковшовыми экскаваторами (внутренние отвалы)	Горизонтальное и пологое	Любые при хорошем разрыхлении (предпочтительнее не выше средней крепости)	До 60	Любой
Транспортно-отвальными мостами (внутренние отвалы)	Горизонтальное	Мягкие	20—25	40 и более
Передвижными отвалообразователями (внутренние и внешние отвалы)	То же	Любые при хорошем разрыхлении	15—20	До 10—15 при одноковшовых и средней мощности многоковшовых экскаваторах, 40 и более при мощных роторных экскаваторах
Гидроспособом (как правило, внешние отвалы)	Любое	Мягкие	Любая	Небольшой
Плугами (внутренние и внешние отвалы)	То же	Предпочтительнее выше средней крепости	То же	То же

Окончание табл. 13.53

Способ отвалообразования	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Автосамосвалами (внешние и внутренние отвалы)	-»-	Любые разрыхленные	Любая	Любой
Экскаваторами (внутренние и внешние отвалы)	-»-	Любые	То же	То же
Бульдозерами (внутренние и внешние отвалы)	-»-	-»-	-»-	-»-
Абзетцерами (внутренние и внешние отвалы)	Горизонтальное или пологое	Мягкие	-»-	20 и более

Таблица 13.54

Высота отвалов в зависимости от характера пород и способа отвалообразования

Средства механизации отвальных работ	Породы	Высота отвала, яруса, м	
		равнинного	нагорного
Одноковшовые экскаваторы:			
мехлопаты	Песчаные	25—30	—
	Глинистые	15—20	—
	Скальные	30—45	100—150
драглайны	Мягкие	20—30	—
	Крепкие	30—45	—
Многочерпаковые экскаваторы (абзетцеры)	Песчаные	40—70	—
	Супесчаные	30—45	—
Консольные ленточные отвалообразователи	Скальные	25—50	25—100
Бульдозеры	Мягкие, рыхлые	До 60	—
	Мягкие	10—15	—
	Смешанные	15—20	45—100
	Крепкие	20—30	100—150
Отвальные плуги	Песчаные	20—25	—
	Супесчаные	12—15	—
	Глинистые	7—10	—
	Скальные	20—25	—

13.4.4. МЕХАНИЗАЦИЯ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ

Экскаваторные отвалы. При экскаваторном отвалообразовании используют два основных типа экскаваторов: механические лопаты и драглайны. В зависимости от типа применяемого экскаватора изменяется и схема отвалообразования.

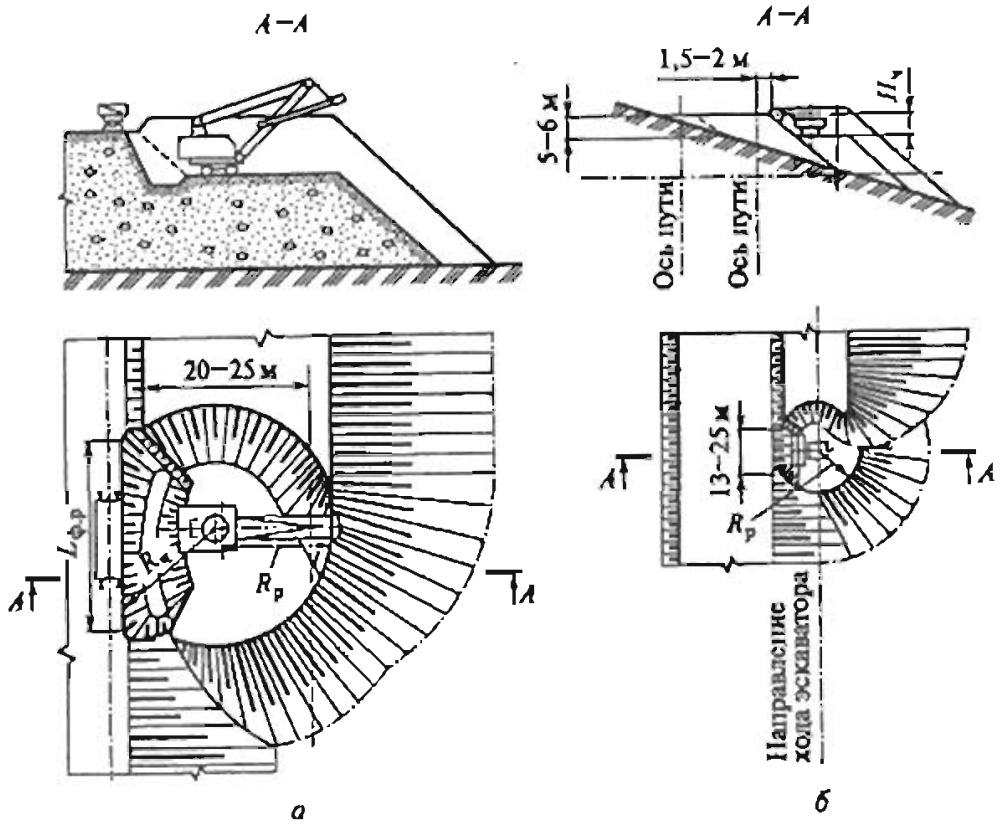


Рис. 13.19. Схема отвалообразования механической лопатой при железнодорожном транспорте:

а — на равнине; *б* — на косогоре; $R_р$ — радиус разгрузки; $R_ч$ — радиус черпания; $L_{ф.р}$ — фронт разгрузки вагонов; $H_ч$ — высота черпания

При оборудовании мехлопатами приемная способность отвала достигает 500 м^3 на 1 м длины тупика, шаг передвижки путей — от 23—25 до 30—35 м.

Для механизации отвальных работ используют мехлопаты с ковшом вместимостью 4,6—16 м^3 (рис. 13.19).

Основные данные по отвалам, образуемым мехлопатами (по данным Гипроруды), приведены ниже

Длина отвала, м/шаг переукладки пути, м, при использовании экскаватора:	
ЭКГ-4,6, ЭКГ-5	500—1500/21
ЭКГ-8И	500—2000/27
ЭКГ-12,5	500—2000/34

Примечание. Высота яруса, м, для грунта: скального — 60, полускального — 30—40, песчаного — 25—30, глинистого — 15—20.

При применении экскаваторного отвалообразования и железнодорожного транспорта рассчитывают следующие показатели.

Приемная способность отвального тупика, м^3/см,

$$V_{а.ск} = N_с n_в q,$$

где $N_с$ — число составов, подаваемых на отвал в смену; $n_в$ — число вагонов в составе; q — вместимость вагона, м^3, в целике.

Рациональная вместимость ковша экскаватора на отвале, м^3,

$$E = \frac{n_з q f k_р}{60 n_ч k_н k_{см} \left(\frac{2L}{v} + \tau + n_з t_р \right)},$$

где $f = 0{,}85 \div 0{,}9$ — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов; $n_ч$ — частота черпаний, мин$^{-1}$; $k_р$ и $k_н$ — коэффициент соответственно разрыхления и наполнения ковша; $k_{см}$ — коэффициент использования смены; L — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, км; $v = 7 \div 10$ — средняя скорость движения, км/ч; $\tau = 0{,}05$ — время, необходимое на связь при обмене составов, ч; $t_р$ — время разгрузки одного вагона, ч.

Нормы сменной производительности экскаваторов на отвалах приведены в табл. 13.55.

Таблица 13.55

Нормы сменной производительности отвальных экскаваторов, м^3, в целике

Экскаватор	Вместимость ковша, м^3	Группа пород		
		I (рыхлые)	II (полускальные)	III (скальные)
ЭКГ-4,6Б	4,6	3050	2300	1850
ЭКГ-5А	5	3500	2450	2050
ЭКГ-8И	8	4850	3450	2900
	10	5850	3600	—
ЭКГ-12,5	12,5	6650	4750	3850
	16	8000	5250	—
ЭКГ-20	20	9850	7200	4500
ЭШ5/45	5	2050	—	—
ЭШ10/60	10	3400	—	—

Примечание. Производительность экскаваторов указана при условии, что она не ограничивается пропускной способностью путевой схемы

Шаг передвижки рельсового пути на отвале, м,

$$a = 0{,}09(R_{ч\,max} + R_{р\,max}),$$

где $R_{ч\,max}$, $R_{р\,max}$ — максимальный радиус соответственно черпания и разгрузки экскаватора, м.

Приемная способность, м^3, отвального тупика между передвижками железнодорожного пути

$$V_1 = l_т h_1 a / k_р,$$

где $l_т$ — длина отвального тупика, м, h_1 — высота отвала, м; a — шаг передвижки рельсового пути, м.

Число составов, подаваемых на отвальный тупик в смену,

$$N_c = \frac{Tf}{\frac{2L}{v} + \tau + n_в t_р},$$

где T — продолжительность смены, ч.

Объем породы, который может принять в единицу времени (смену, год) отвальный ярус (приемная способность), определяется числом разгрузочных тупиков, производительностью отвальных экскаваторов, а также пропускной способностью путевой схемы на отвальном уступе. В связи с тем, что последний фактор часто ограничивает приемную способность отвала, при проектировании транспортной схемы необходимо располагать пункты обмена груженых и порожних составов возможно ближе к отвальному фронту, что будет способствовать сокращению времени обмена составов, повышению пропускной способности транспортной схемы, производительности экскаваторов на отвалах, а также приемной способности яруса.

Время обмена составов обусловливается длиной тупика, рациональная величина которого $l_т$ определяется из условия равенства производительности транспортного и отвального оборудования:

$$l_т = 0{,}5 v_{обм} \left(\frac{n_в q}{Q_э} - t_р - \tau \right)$$

где $v_{обм}$ — средняя скорость движения состава во время обмена, м/ч; $n_в$ — число думпкаров в составе; q — вместимость вагона, м^3; $Q_э$ — часовая производительность отвального экскаватора, м^3/ч; $t_р$ — время разгрузки одного думпкара, ч; τ — время обмена составов у экскаватора, ч.

Длина рабочей части отвального тупика зависит от применяемой модели экскаватора, высоты уступа и уровня механизации путепереукладочных работ. Ориентировочные значения этого параметра приведены в табл. 13.56.

Таблица 13.56

Длина рабочей части отвального тупика, м, в зависимости от типа отвального оборудования и высоты яруса отвала

Экскаватор	Высота яруса отвала, м					
	10	15	20	25	30	35
ЭКГ-4,6	800	650	570	500	470	430
ЭКГ-5	900	730	630	570	520	480
ЭКГ-6,3	850	700	600	540	500	450
ЭКГ-8	1150	930	800	730	660	600
ЭКГ-10	1300	1100	930	830	760	700
ЭКГ-12,5	1600	1300	1140	1000	920	860
ЭШ4/45	550	540	500	450	400	300
ЭШ6/50	700	580	500	450	400	370
ЭШ10/60	800	660	570	500	470	430

Для получения полной длины отвального тупика следует к рабочей длине добавить величину, необходимую для размещения кривых в месте примыкания пути к разъезду (перегону) и для вытягивания состава в конце тупика (в сумме не менее 300—400 м). Практически для наиболее распространенного экскаватора ЭКГ-8, применяемого на отвалообразовании скальных пород, полная длина тупика может приниматься в пределах 1—1,5 км.

При большой общей длине отвального фронта, четырех и более разгрузочных тупиках на уступе может появиться необходимость устройства дополнительного разъезда.

Расчетный объем переукладки железнодорожных путей на отвалах определяется по формуле

$$L_{п} = \frac{V}{q_{пр}} k = \frac{V k_{о.р}}{1000 b h_{о}} k,$$

где $L_{п}$ — объем переукладки железнодорожных путей на отвалах, км; V — объем поступающих в отвал пород, м^3, в целике; $q_{пр}$ — приемная способность 1 км отвального фронта; k — коэффициент путевого развития, характеризующий схему железнодорожных путей на отвале; $k_{о.р}$ — коэффициент остаточного разрыхления породы в теле отвала; b — шаг переукладки железнодорожных путей, м; $h_{о}$ — средняя высота отвального уступа, м.

Коэффициент путевого развития k, показывающий отношение общей длины переукладываемых в год путей к длине собственно отвальных путей (отвального фронта), изменяется в пределах 1,2—1,6. Величина этого коэффициента значительно меньше прямого отношения общей длины путей на уступе отвала к фронту уступа, так как вторые и третьи пути, параллельные рабочим тупикам, перекладываются реже (иногда на предприятиях их называют условно-постоянными или временно-постоянными путями).

Шаг переукладки железнодорожных путей на отвалах определяется в зависимости от типа отвального экскаватора.

При железнодорожном транспорте и плужном отвалообразовании шаг передвижки путей на отвалах принимается не более 4 м.

При применении для отвалообразования драглайнов ЭШ 10.70, ЭШ 13.50 приемная способность отвала достигает 4000 м^3 на 1 м длины тупика, шаг передвижки путей равняется 110 м, а переукладку путей осуществляют через 1,5—2 года.

Схемы отвалообразования драглайнами при железнодорожном транспорте с двумя отвальными тупиками позволяют повысить коэффициент использования экскаватора, а следовательно, и его производительность за счет подачи составов на два пути и увеличить приемную способность 1 м отвала благодаря более полному использованию параметров машины (рис. 13.20).

Драглайны могут применяться также для отвалообразования при автомобильном транспорте, особенно на карьерах со сложным рельефом местности, при использовании под отвалы бросовых площадей (старые гидроотвалы, заболоченные озера, старые русла рек и т.п.).

Схемы отвалообразования драглайнами при автомобильном транспорте могут быть эффективно использованы для интенсификации отвальных работ по

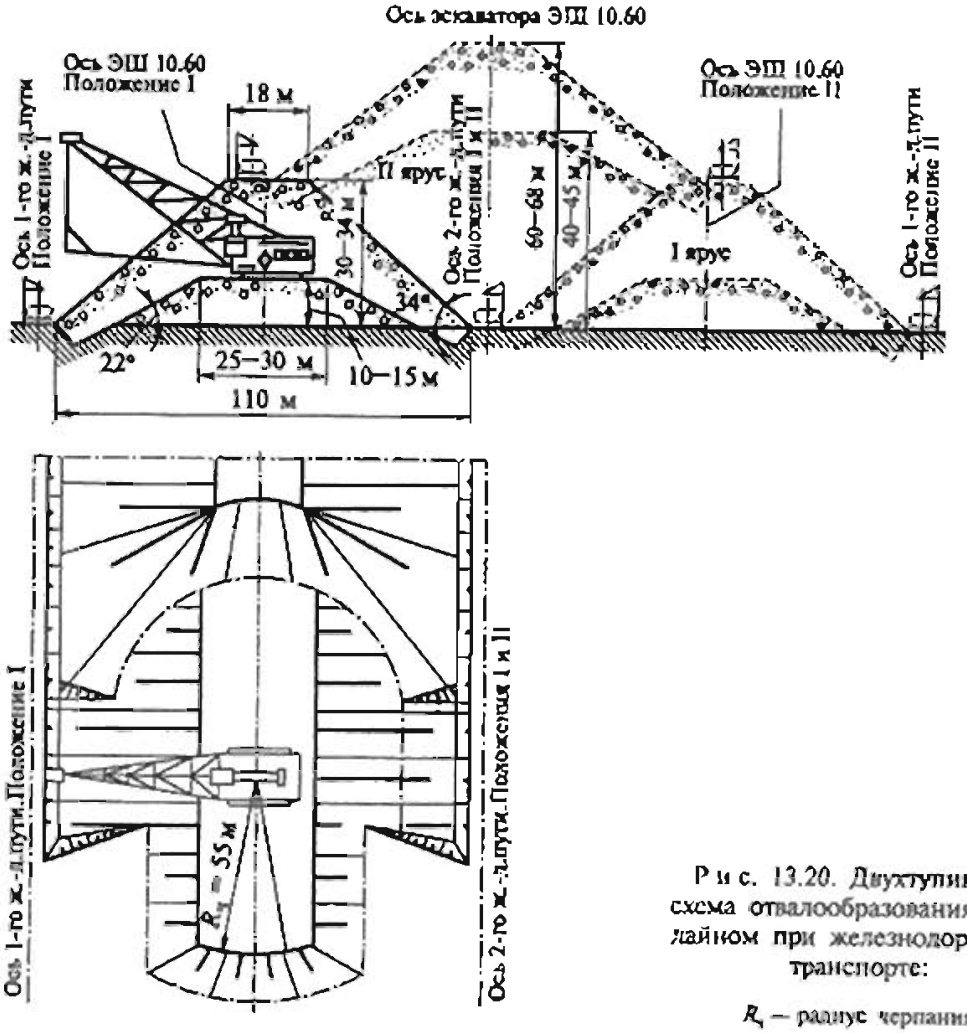


Рис. 13.20. Двухтупиковая схема отвалообразования драглайном при железнодорожном транспорте:

$R_ч$ — радиус черпания

сравнению с бульдозерным отвалообразованием, создания стабильной технологии, при которой обеспечивается движение автомобилей по дорогам улучшенного качества. Подобные схемы (рис. 13.21) особенно эффективны при использовании под отвалы площадей со слабыми и наклонными основаниями.

Бульдозерные отвалы. Бульдозерные отвалы применяют при доставке породы на отвалы автомобилями (рис. 13.22) и железнодорожным (рис. 13.23) транспортом.

Породу разгружают под откос отвала или на разгрузочную площадку. В первом случае бульдозер сталкивает оставшуюся у бровки породу под откос, во втором — перемещается вся порода

Основные данные бульдозерных отвалов при железнодорожном транспорте (по данным Гипроруды) представлены ниже.

Фронт работы бульдозера, м	200—400
Шаг переукладки железнодорожных путей, м	12—15

Примечание. Высота отвала, м, для складируемых пород: скальных — 60, полускальных — 30—40, песчаных — 25—30, глинистых — 15—20.

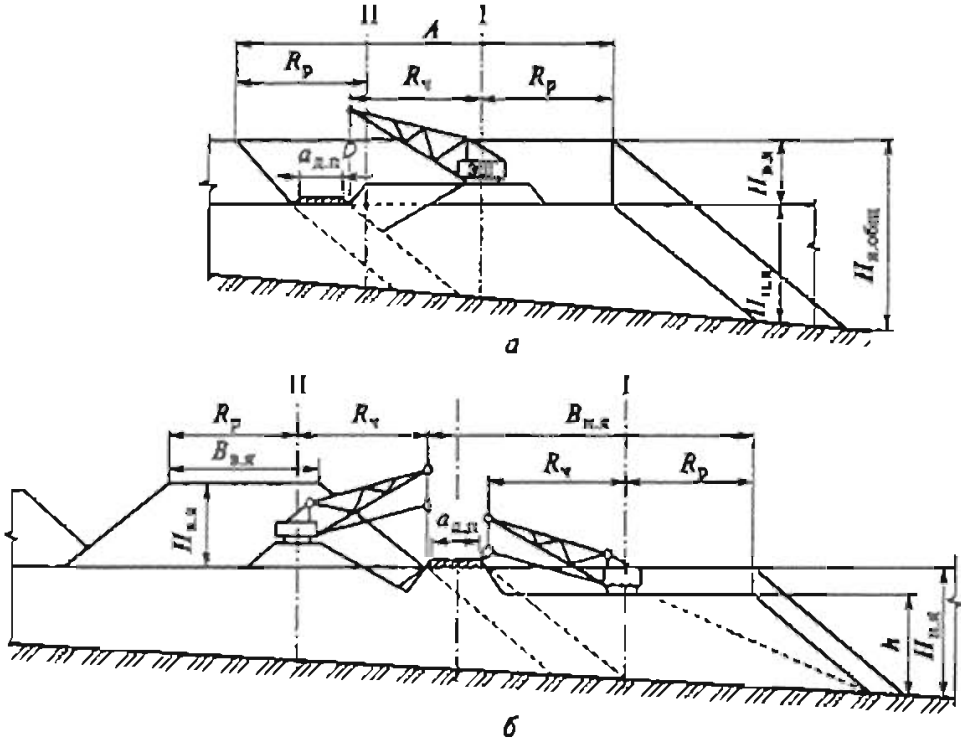


Рис. 13.21. Схема отвалообразования драглайнами при автотранспорте:

а — при одновременном заполнении нижнего и верхнего ярусов отвала в одной заходке; *б* — с отставанием; $R_р$ и $R_ч$ — радиус соответственно разгрузки и черпания; $B_{в.я}$, $B_{н.я}$ — ширина соответственно верхнего и нижнего ярусов отвала; *A* — ширина заходки; $H_{в.я}$, $H_{н.я}$ — высота соответственно верхнего и нижнего ярусов отвала; $H_{я.общ}$ — общая высота яруса; *h* — высота уступа; $a_{д.п}$ — ширина дорожного проезда

При применении бульдозерного отвалообразования сменная производительность бульдозера, м³, рассчитывается по выражению

$$Q_{см} = 3600 T_{см} V k_в / (T_ц k_р),$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; V — объем призмы волочения, м³, $V = h_0^2 l/(2 \operatorname{tg} \alpha)$; h_0 и l — соответственно высота и длина отвала бульдозера, м; α — угол откоса развала, градус; $k_в = 0{,}7 \div 0{,}8$ — коэффициент использования машины во времени в смену; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; $T_ц$ — время цикла, с,

$$T_ц = l_н / v_н + l_г / v_г + (l_н + l_г) / v_п + t_п,$$

где $l_н$ — расстояние набора породы бульдозером, м; $l_г$ - расстояние, на которое перемещается порода, м, $l_н = A - l_г$; — ширина заходки, м; $v_н$ — скорость движения бульдозера при наборе породы, м/с; $v_г$ и $v_п$ — установленная скорость хода соответственно груженого и порожнего бульдозеров, м/с; $t_п = 10$ с — время на переключение скорости.

Скорость движения бульдозеров можно принимать по данным табл. 13.57, а нормы сменной производительности — по табл. 13.58.

Месячную и годовую производительности бульдозера определяют умножением сменной производительности на число смен соответствующего периода с учетом простоев по климатическим условиям и требований профилактического и текущего ремонтов.

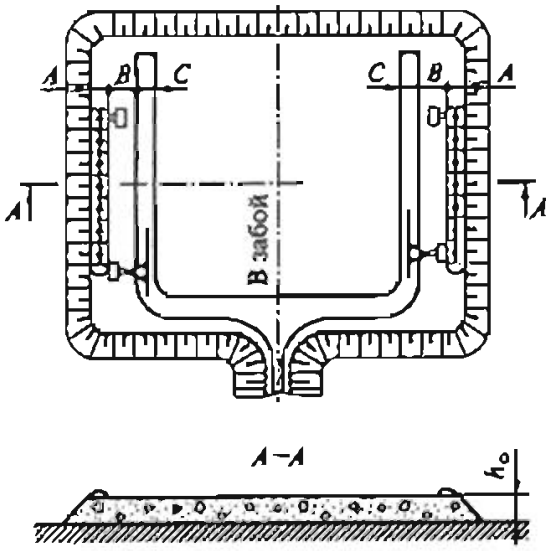


Рис. 13.22. Схема бульдозерного отвала:

A = 3÷5 м, B = 5÷7 м; C — ширина проезжей части дороги; h_0 — высота отвала

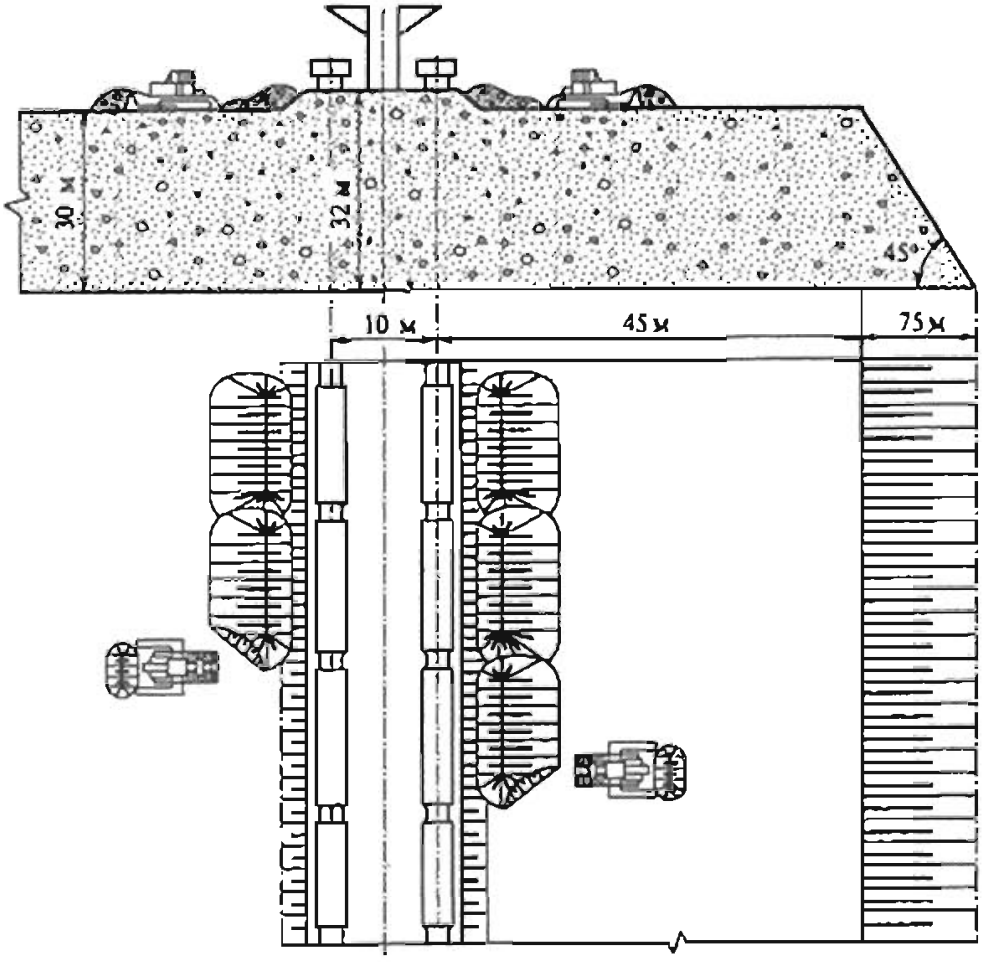


Рис. 13.23. Схема бульдозерного отвала при перемещении породы железнодорожным транспортом и двустороннем развитии отвала

Таблица 13.57

Скорость движения бульдозеров на отвале (по В.В. Ржевскому и В.Н. Сиренко)

Породы	Скорость движения бульдозера, м/с		
	при наборе породы	с грузом	порожняком
Песок, суглинки	0,55—1,3	1,1—2	1,7—2,5
Мерзлые, щебень	0,35—0,9	1,1	1,1—1,7
Скальные, разрыхленные	0,20—0,35	0,62—0,78	0,7—1,1

Таблица 13.58

Нормы сменной производительности бульдозеров на отвалах при перемещении грунта на 10 м, м^3, в целике

Базовый трактор	Группа пород		
	I (рыхлые)	II (полускальные)	III (скальные)
Т-100	1100	950	750
Т-140	1500	1300	1000
Т-180	1900	1650	1300
ДЭТ-250	2200	1850	1500
Т-330	2400	2050	1700

При возможности деформации отвалов в проекте следует предусматривать дополнительное число отвалов (отвальных участков), способных компенсировать временно выбывшие из строя разгрузочные фронты. Расчет транспортного оборудования необходимо вести с учетом возможности доставки породы не только на основные отвалы, но и на далеко расположенные резервные участки. Следует учитывать также необходимость уборки, погрузки и транспортирования снега (в северных районах), что требует применения специального оборудования — бульдозеров, колесных погрузчиков, шнекороторных машин, автосамосвалов с увеличенной емкостью кузова и т.д.

Применение консольных отвалообразователей для размещения породы в отвале. Отвалообразователи на шагающем, рельсо-шагающем и гусеничном ходу применяют обычно при конвейерном транспорте. Радиус отсыпки отвалообразователя достигает 125 м, высота отсыпки — 70 м, производительность — 240 тыс. м^3/сут.

Отвалообразование можно осуществлять по двум схемам — с поворотом отвальной консоли широкой заходкой (рис. 13.24, *а*) и без поворота отвальной консоли (рис. 13.24, *б*). Поворотно-звеньевые отвалообразователи можно наращивать по мере развития отвала (рис. 13.25). Порода сбрасывается в любом месте звена специальными сбрасывателями. Параметры отвалов (отдельных подуступов) и общую высоту и ширину площадки для размещения оборудования определяют в зависимости от физико-механических свойств пород и параметров отвалообразователей.

Шаг передвижки $b_в$, м, отвального оборудования при верхней отсыпке определяют по формуле

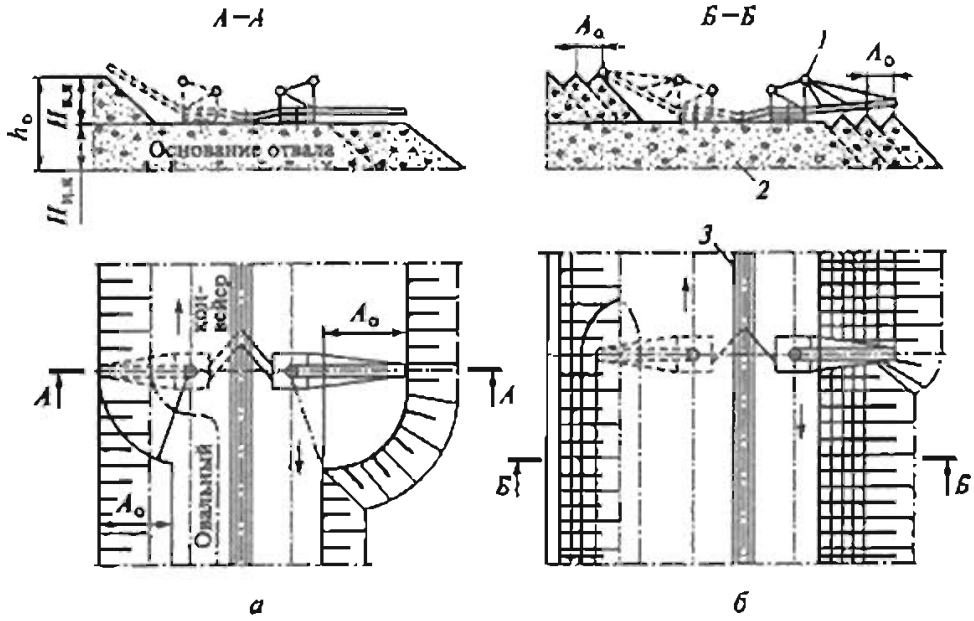


Рис. 13.24. Схемы отвалообразования консольным отвалообразователем:

1 — отвалообразователь; 2 — основание отвала; 3 — отвальный конвейер; $H_{в.я}$, $H_{н.я}$ — высоты нижнего и верхнего ярусов; $h_о$ — высота отвала; $A_о$ — шаг разгрузки

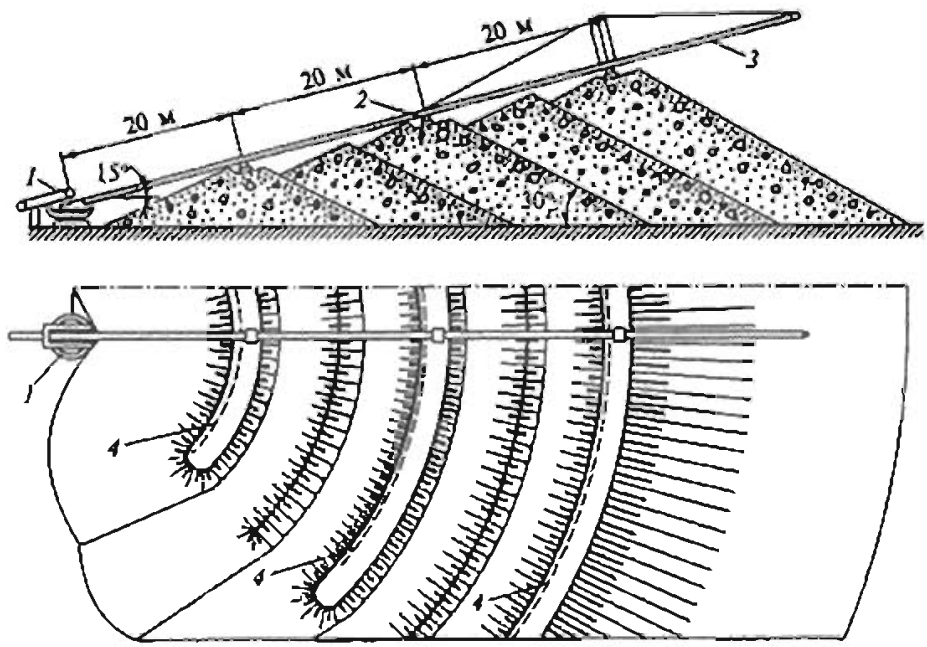


Рис. 13.25. Поворотно-звеньевой отвалообразователь:

1 — поворотное основание; 2 — ходовая тележка; 3 — консольное звено; 4 — монорельсы

$$b_в = L_{пр} + L_о + h_о \operatorname{ctg} \alpha_о - Z_в,$$

где $L_{пр}$ — длина приемной консоли отвалообразователя, м; $L_о$ — длина отвальной консоли отвалообразователя, м; $h_о$ — высота отвального уступа, м; $\alpha_о$ — угол откоса отвального уступа, градус; $Z_в$ — ширина бермы безопасности между нижней бровкой верхнего уступа и конвейером, м.

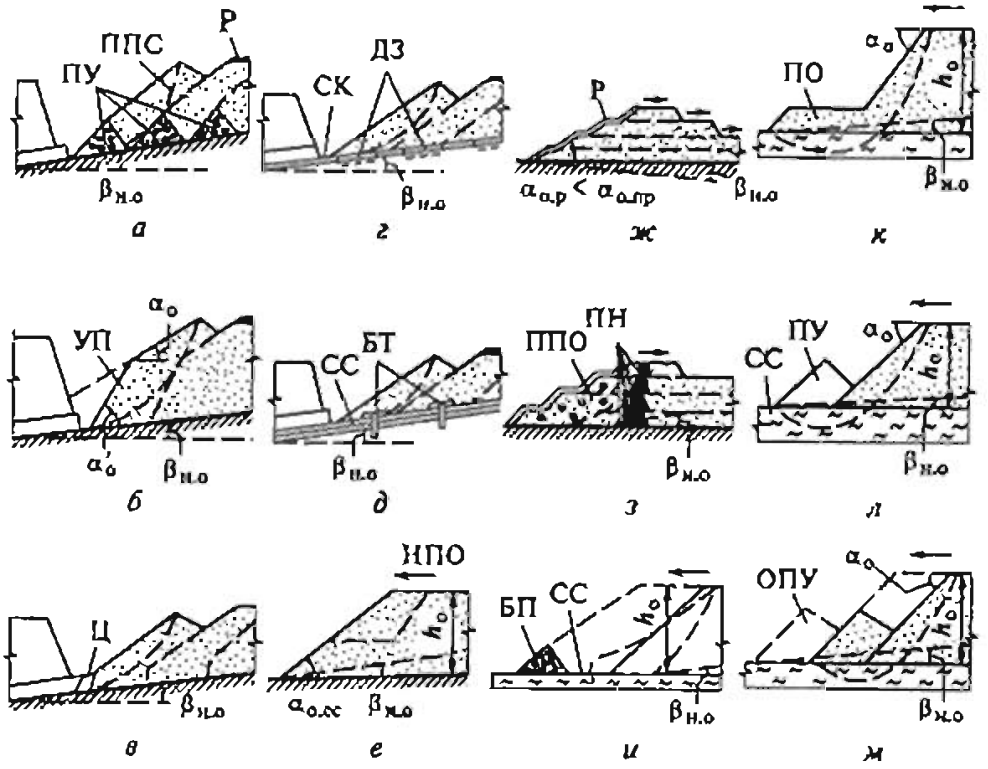


Рис 13.26. Схемы формирования устойчивых отвалов

ППС — потенциальная поверхность скольжения; СК — слабый контакт; ДЗ — дренирующая засыпка; УП — уплотненная порода; Ц — целик; СС — слабый слой; БТ — барьер торможения; НПО — направление подвигания отвального фронта; Р — рекультивация; ПО — передовой отвал; ППО — потенциальная призма оползания; ПН — пионерная насыпь; БП — барьерная призма; ОПУ — опережающая призма упора; ПУ — призма упора; $\beta_{н.о}$ — угол наклона основания; $\alpha_о$ и $h_о$ — соответственно угол и высота отвала; $\alpha_{о.пр}$ — предельный угол; $\alpha_{о.р}$ — угол откоса рекультивируемого отвала; $\alpha_{о.ес}$ — угол естественного откоса; $\alpha'_о$ — угол откоса в уплотненной породе

Шаг передвижки при нижней отсыпке рассчитывают по выражению

$$b_н = L_о - Z_н,$$

где $Z_н$ — ширина бермы безопасности между отвалообразователем и верхней бровкой отвального уступа, м.

Особое внимание при проектировании отвалообразования должно быть обращено на обеспечение устойчивости отвалов, которая определяется прочностью пород и угла наклона основания отвала и отсыпаемых пород.

Технология формирования отвалов на слабых основаниях приведена на рис. 13.26.

Технологические схемы формирования устойчивых отвалов (к рис. 13.26)

Номер рисунка	Технологическая схема вскрышных и отвальных работ	Особенности формирования отвала
13.26, *а*	Раздельная выемка и перевалка пород на внутренний отвал	Отсыпка призмы упора (ПУ) из твердых пород и покрытие рыхлыми, с рекультивацией
13.26, *б*	Валовая выемка и перевалка с подвалкой породой рабочего борта	Разгрузка ковша на высоте 10—20 м, формирование ПУ в уплотненных породах

Номер рисунка	Технологическая схема вскрышных и отвальных работ	Особенности формирования отвала
13.26, *в*	То же, с подвалкой рабочего уступа	Оставление временного целика полезного ископаемого с последующей его выемкой
13.26, *г*	Валовая выемка, в том числе с кратной перевалкой	Рыхление основания взрывами или устройство выемок
13.26, *д*	То же	Устройство барьеров торможения
13.26, *е*	Доставка породы на внешний отвал	Объединение ярусов после уплотнения пород (на предельном контуре)
13.26, *ж*	Раздельная выемка твердых и рыхлых пород	Одновременная отсыпка всех ярусов от периферии к центру
13.26, *з*	То же	Отсыпка прочных пород в ПУ
13.26, *и*	Раздельная выемка и доставка пород в барьерную призму	Формирование с опережением барьерной призмы (БП), управляемое оползнеобразование
13.26, *к*	Валовая выемка и доставка породы на внешний отвал	Опережающая отсыпка предотвала
13.26, *л*	То же	Параллельная отсыпка ПУ и призмы активного давления (ПАД) с опережением ПУ
13.26, *м*	-»-	Опережающая отсыпка ПУ в дальней заходке и наращивание ПАД в ближней

Строительство внешних отвалов. Для обеспечения достаточного фронта отвальных работ и создания необходимой приемной способности отвала в первый период эксплуатации требуется построить первоначальные (пионерные) насыпи. Их сооружение не представляет сложности при автомобильном транспорте и бульдозерном отвалообразовании. Достаточно просто может быть создан первоначальный фронт отвальных работ на косогоре при применении железнодорожного транспорта, когда экскаватор (драглайн или механическая лопата) проходит полутраншею и отсыпает грунт под откос. Затем на отсыпанный грунт укладывают железнодорожный путь (тупик), с которого разгружают породу.

Наибольшую трудоемкость имеет процесс создания первоначальных насыпей под железнодорожные тупики в условиях равнинной местности. Обычно в этих случаях используют драглайны, разрабатывающие грунт из резерва или переэкскавирующие вскрышу из приямка в насыпь, одноковшовые экскаваторы, колесные скреперы.

Могут применяться различные технологические схемы работы этих машин. При этом должно быть обеспечено соответствие объемов производства вскрышных работ скорости развития отвалов, а также между типами вскрышного и отвального оборудования. Так, при выборе схемы отвалообразования и сооружения пионерных насыпей целесообразно ориентироваться на применение техники, которая может быть использована в период эксплуатации.

Другим требующим учета фактором при выборе способа механизации отвальных работ является необходимый срок строительства отвала, который определяется объемом пород, поступающих из карьера. Если календарным планом

горных работ предусматривается быстрое наращивание объемов вскрыши, то необходимо проверять возможность приема породы на строящемся отвале и предусматривать соответствующую организацию строительства отвальных тупиков.

Период создания первоначального фронта отвальных работ определяется также возможностью опережающего строительства железнодорожных путей и монтажа экскаваторов (не более одного в месяц). Производительность экскаваторов в первый год, учитывая период освоения нового оборудования, принимают на 10—30 % ниже величин, рекомендованных нормами технологического проектирования для нормальных условий эксплуатации (см. табл. 13.55).

График сооружений отвалов и конфигурация пионерной насыпи изменяются в зависимости от условий и целей строительства, парка оборудования, других материальных ресурсов и рабочей силы, технологических особенностей производства работ, календарных объемов поставок породы из карьера. Поэтому рассматриваемые вопросы должны решаться в проектах индивидуально.

13.4.5. ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ СКЛАДОВ

Формирование техногенных складов осуществляется известными способами селективного складирования. При этом раздельное размещение пород может вестись в разных, рассредоточенных по территории складах, в ярусах одного многоярусного склада или в отсеках одноярусного штабеля. Выбор того или иного варианта складирования пород определяется технологией и механизацией работ в карьере, в том числе видом транспорта, технологией и механизацией, применяемой для складирования и разгрузки. Возможность отсыпки в один или несколько ярусов определяется химическими и физико-механическими свойствами складируемых пород, климатическими условиями района, рельефом поверхности, устойчивостью основания штабелей и другими факторами.

При селективном складировании различных видов сырья в один штабель, при его разделении в плане, первоначально отсыпают пионерные насыпи, служащие разделительными барьерами, затем в пространство между ними складируют различные типы руд. Параметры пионерных насыпей определяются условиями размещения на местности, а также числом типов руд, их объемом и физико-механическими свойствами. Пионерные насыпи могут образовывать крестообразную, радиальную, веерную, параллельную разделительные системы, а также их комбинацию.

Селективное складирование с разделением видов сырья по высоте (в различные ярусы) возможно в случае, если четко определена перспективная ценность руд. При этом наименее ценные руды должны находиться в основании массива и в глубине от его торцов, а наиболее ценные — на верхних ярусах техногенного месторождения.

Кроме того, при формировании штабелей должны быть предусмотрены меры по созданию, при необходимости, проницаемости массива, непроницаемых завес, уклонов основания, разбивки на отдельные блоки и т.д.

Кроме того, конструктивные решения должны обеспечивать их надежную консервацию, последующую расконсервацию и достижение проектной производительности отгрузки с минимальными затратами.

Выбор размеров техногенных складов-штабелей следует осуществлять исходя из объемов подлежащих складированию пород с учетом предполагаемых к

применению технологии и механизации отгрузки и обеспечивать максимальную эффективность мероприятия, рациональное размещение на местности — уменьшение транспортных расходов, расчет научно обоснованных размеров и состава оболочки покрытия предотвратят потери качества полезных ископаемых и вредное воздействие на атмосферу, литосферу и гидросферу.

13.4.6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОГЕННЫХ СКЛАДОВ

Основными параметрами и характеристиками, которые необходимо обосновывать при формировании складов-штабелей, являются его форма, размер, местоположение, внутреннее строение, технология формирования и отработки (разгрузки).

Выбранная *форма склада-штабеля* должна обеспечивать минимум воздействия на окружающую среду.

Ограничивающим фактором является применяемое транспортное и отвальное оборудование. Зачастую ограничением может служить форма участка, отводимого под склад, или рельеф — в случае его расположения в искусственных или естественных выемках.

С точки зрения рационального землепользования контур должен приближаться к геометрически правильной фигуре при его расположении на горизонтальной, относительно ровной поверхности (наилучшие формы — круг и квадрат). При этом отклонение от геометрически правильной формы основания приведет к увеличению площади отчуждаемых земель и земли под откосами, уменьшению удельной вместимости склада-штабеля и рекультивируемой поверхности (необходимой при длительной его консервации).

В некоторых случаях склад-штабель можно располагать на наклонном основании. В этом случае форма отвода должна быть прямоугольной, длину и ширину штабеля, зависящие от угла наклона основания, следует выбирать с учетом обеспечения его максимальной вместимости.

Использование для расположения складов искусственных или естественных выемок (остаточных горных выработок, провалов, склонов гор, оврагов и т.д.) накладывает особые ограничения.

В качестве рациональных форм складов-штабелей могут быть рекомендованы следующие.

Для равнинной местности:

- при применении автомобильного транспорта — правильный усеченный конус;
- при применении железнодорожного и конвейерного транспорта — правильная усеченная пирамида.

Для наклонной поверхности — усеченная пирамида, нижнее основание которой — прямоугольник с соотношением сторон, определяемым величиной уклона поверхности и устойчивыми параметрами откоса.

Размеры склада-штабеля количественно характеризуют его форму. У склада могут быть выделены общие размеры (стороны оснований, углы откосов, высот) и размеры элементов (берм безопасности, въездов, площадок консервации, обеспечивающих при возобновлении горных выработок максимально возможную интенсивность расконсервации).

Существует взаимосвязь между общими размерами склада, его объемом и отчуждаемой площадью земель. Результирующие углы откосов складов пород

обычно меньше углов естественного откоса. Для различных типов горных пород их значения в зависимости от высоты склада пород определяют по эмпирическим зависимостям. При заданной форме склада, известных объемах и физико-механических характеристиках некондиционных полезных ископаемых должны быть обоснованы общие размеры склада и определена его рациональная высота. Далеко не всегда высота склада, максимально возможная по условиям устойчивости, т.е. обеспечивающая минимальную землеемкость при известных объемах складируемых пород, является рациональной.

Это связано с тем, что следует учитывать также затраты на возмещение убытков, связанных с потерей земельных ресурсов, удорожание транспортных работ при увеличении высоты склада и другие факторы.

Внутреннее строение техногенного склада характеризует его как качественно (порядок размещения различных полезных ископаемых), так и количественно (размеры элементов внутреннего строения: слоев и блоков).

Порядок размещения конкретного полезного ископаемого зависит прежде всего от его приоритетности. На поверхность, т.е. в зону прямого доступа, укладывают руды и породы, состав которых обусловливает первоочередную их отработку. Порядок складирования определяется также необходимостью создания возможности одновременной выемки нескольких полезных ископаемых, различных по составу и качеству, в период разгрузки склада. Но порядок поступления попутных полезных ископаемых на поверхность не всегда соответствует требуемому порядку их размещения при складировании. В этом случае, чтобы избежать отчуждения больших площадей под разобщенные склады, целесообразно рассматривать альтернативный вариант складирования полезных ископаемых во временные склады.

При определении внутреннего строения техногенного склада важное значение имеет обеспечение сохранности технологических и промышленных свойств техногенного минерального сырья, так как при контакте друг с другом и под действием природных факторов руды и породы изменяют свои физико-механические свойства и химический состав.

Размеры элементов внутреннего строения должны соответствовать прогнозируемым технологическим схемам и способам разгрузки склада.

Таким образом, решение задачи заключается в распределении объемов техногенных запасов различного состава и качества таким образом, чтобы экономическая эффективность, рассчитанная с учетом убытков от потерь на контактах руд и пород, несовместимых по физико-химическим условиям, затрат на создание, содержание и разгрузку техногенного склада и других факторов, была максимальной.

13.4.7. ТЕХНОЛОГИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ СКЛАДОВ

Технологию формирования техногенных складов выбирают в зависимости от принятой системы разработки, технологии и механизации добычных, вскрышных и отвальных работ, она во многом предопределяется числом типов селективно складируемых пород, их объемами и регулярностью (ритмичностью) поступления из карьера.

Для складирования вскрышных пород на железорудных и угольных карьерах наибольшее распространение получили одноковшовые карьерные экскаваторы. Современная техника и технология формирования отвалов исключают или де-

лают экономически нецелесообразным переезд экскаваторов с одного отвала на другой. Это обусловливает необходимость применения при раздельном складировании пород такого числа единиц отвального оборудования и транспортных коммуникаций, которое соответствует числу отвалов (складов).

Неоднородность залегания и нестабильность годовых объемов добычи и складирования, характерные для большинства попутных полезных ископаемых, вызывают необходимость использования при селективном складировании большего числа единиц (или большей единичной мощности) отвального оборудования, чем при валовом способе. Все это приводит к дополнительным затратам. Свести их к минимуму или полностью исключить позволяет технология формирования техногенных складов с использованием мобильного оборудования самостоятельно или в комбинации с карьерными экскаваторами.

Высокая маневренность и мобильность, например, карьерных колесных погрузчиков позволяют в зависимости от объемов поступления попутных полезных ископаемых в отвал создавать необходимую приемную способность различных участков отвального фронта. Кроме того, при использовании погрузчиков совмещаются операции по отвалообразованию и планировке поверхности отвала для последующей его рекультивации.

При формировании техногенных складов, предусматривающих накопление одного-трех литотипов пород вскрыши, технологическая схема работ по селективной их укладке практически идентична обычной схеме отсыпки внешних отвалов при параллельном и последовательном размещении отвальных тупиков по фронту.

При формировании техногенных складов, насчитывающих 3—4 компонента, выполняют ряд последовательных операций. Сначала из привозных пород или пород «резерва» создают пионерную насыпь. Затем по мере поступления различные типы и сорта пород раздельно складируют по длине отвального тупика в нижний ярус (рис. 13.27).

Ширина формируемых участков B_1, ..., B_4, ..., B_{10} (часть длины отвального фронта) для различных пород зависит от годовых объемов их поступления и устанавливается из условия примерного равенства скоростей подвигания всех участков отвального фронта по различным типам и сортам пород, м/год:

$$v_{год1} \approx v_{год2} \approx \ldots \approx v_{годn},$$

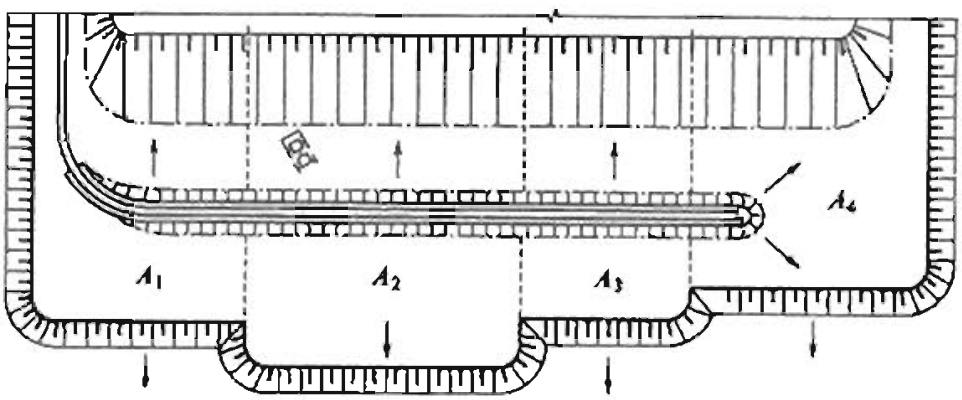


Рис. 13.27 Технологическая схема формирования техногенных месторождений с использованием мобильной техники:

A_1 — A_4 — типы и сорта попутных полезных ископаемых

$$v_{\text{го}i} = \frac{V_{\text{го}i}}{h_i Ш_i},$$

где $v_{\text{го},1}$, $v_{\text{го},2}$, $v_{\text{го},n}$ — годовая скорость подвигания отвального фронта при складировании 1, 2, ..., n-го типа или сорта попутного полезного ископаемого; $V_{\text{го}i}$ — годовой объем складирования i-го полезного ископаемого; h_i — средняя высота отсыпки i-го полезного ископаемого; $Ш_i$ — ширина участка для складирования i-го полезного ископаемого.

При колебании объемов складируемого попутного минерального сырья величина B_i должна быть такой, чтобы за рассматриваемый период (этап) складирования скорости подвигания отвального фронта по различным типам пород были одинаковыми.

Следует отметить, что в технологическом отношении наибольшую сложность представляет формирование многокомпонентных складов, особенно когда объем селективно укладываемых пород варьируют в широком диапазоне: от полного прекращения поступления до максимального объема в течение короткого промежутка времени.

Такой режим формирования может сложиться при селективной укладке пород, поступающих из нескольких одновременно отрабатываемых месторождений, и особенно в случаях, когда породы встречаются в недрах спорадически и малыми порциями.

Независимость друг от друга и возможность одновременного ведения отвальных и путепереукладочных работ в любой заходке без остановки складирования может быть обеспечена при использовании схемы, показанной на рис. 13.28.

После сооружения наклонного въезда и пионерной насыпи в одну или обе стороны от нее осуществляют собственно отвалообразование (складирование). Но отсыпка пород ведется в заходках B_1—B_9, ориентированных не параллельно пионерной насыпи, а вкрест нее, в частности перпендикулярно, т.е. в поперечном направлении. Фронт отсыпки пород в каждой поперечной заходке перемещается независимо от соседних и для каждой заходки характерна своя скорость подвигания фронта. На протяжении отсыпки любой заходки скорость ее подвигания может меняться от минимальной, равной нулю (остановка работ), до максимальной — достижимой при предельной производительности отвальной машины. И при этом остановка или замедление работ по укладке пород в любой из заходок отвала не скажется на темпах работ в соседних и любых других заходках отвала.

По мере перемещения фронта поперечной заходки от насыпи в ней создается основание для укладки нового звена тупика. При наращивании длины тупика пути можно укладывать без остановки работ по приемке локомотивосоставов с породой и укладке ее в заходки.

Кроме отмеченных достоинств эта схема позволяет эффективно использовать способности погрузчиков работать в режиме выемочно-транспортного оборудования, а также быстро переезжать из одного тупика в другой.

Основным параметром рассмотренной технологии формирования техногенного склада является ширина поперечной заходки. В отличие от применяемых на практике способов механизации отвалообразования (экскаваторного, драг-

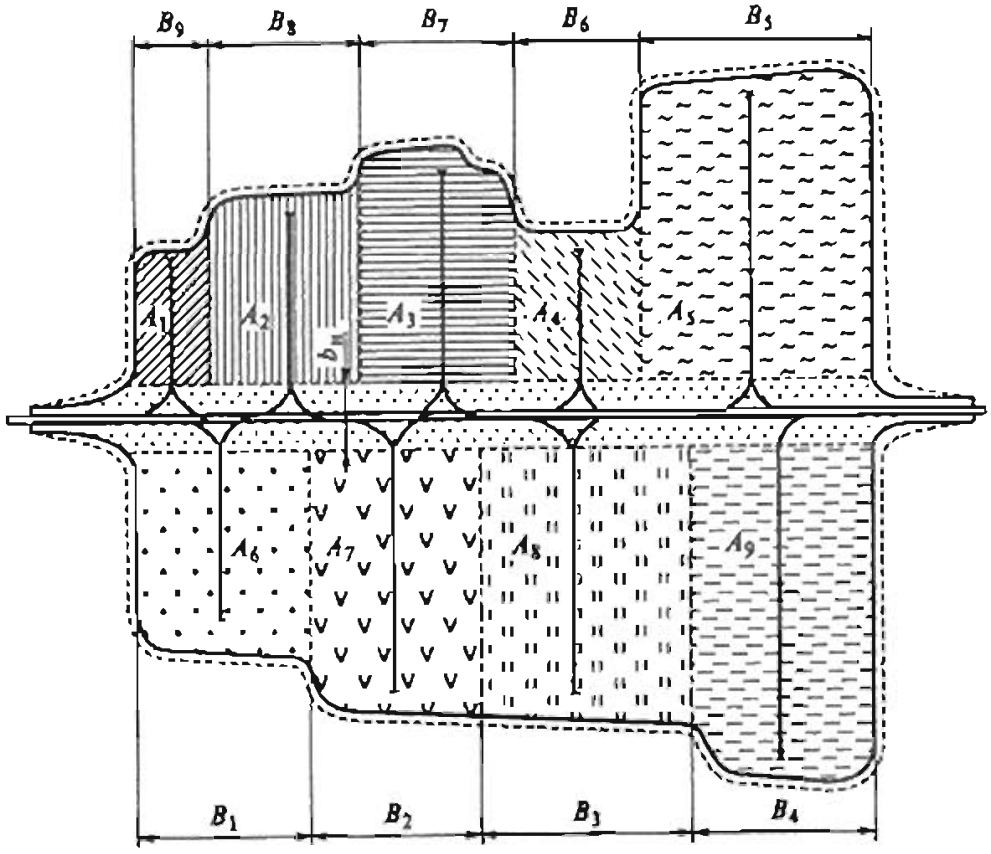


Рис. 13.28. Технологическая схема формирования техногенного многокомпонентного месторождения отсыпкой поперечных заходок

A_1 — A_9 — типы и сорта раздельно складируемых горных пород и руд; B_1 — B_9 — ширина поперечных заходок по складированию пород и руд разных типов и сортов; $b_н$ — ширина отвала, достаточная для начала раздельного складирования пород и руд в поперечные заходки

лайнового) при использовании погрузчиков ширина отвальной заходки может изменяться в довольно широком диапазоне. Вместе с тем изменение ширины заходки не связано с изменением положения путей тупика. Поэтому при одном и том же положении и числе отвальных тупиков ширина поперечной заходки может быть разной.

Двусторонняя отсыпка пород от тупика обеспечивает наибольшую концентрацию отвальных работ за счет привлечения большего числа машин для одновременной работы на одном тупике (рис. 13.29).

При проектировании данной технологии формирования техногенного склада расчетом определяют максимальное расстояние транспортирования пород погрузчиком в пределах заходки, при котором будет обеспечена проектная приемная способность тупика. Исходя из наибольшего расстояния транспортирования и траектории движения погрузчиков может быть установлена предельно допустимая ширина заходки B_{03}.

Способ формирования отвалов и складов поперечными заходками можно реализовывать не только с помощью колесных погрузчиков, но и другими типами оборудования.

В зависимости от объема и числа раздельно складируемых сортов и видов пород возможны две группы схем формирования складов: с постоянным положе-

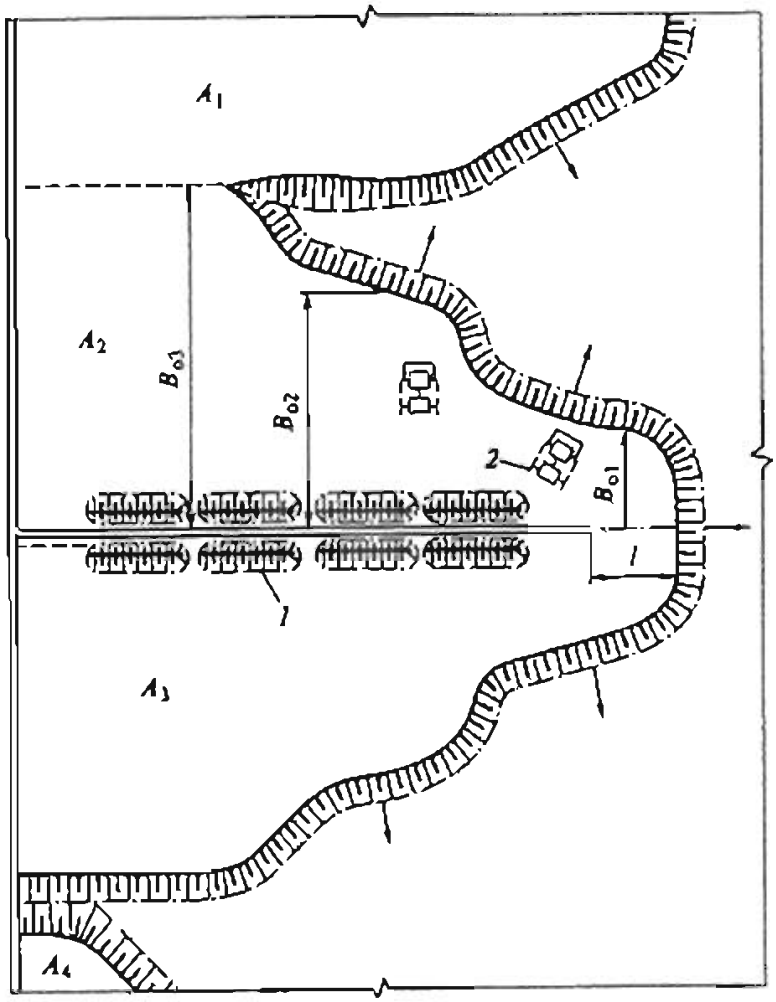


Рис 13.29. Схема формирования поперечной заходки при двусторонней отсыпке от тупика пород двух типов с помощью колесных погрузчиков:

A_1 — A_4 — типы раздельно складируемых пород; B_{01} — начальная ширина заходки при торцевой отсыпке пород; B_{02} — B_{03} — промежуточная и предельная ширина заходки соответственно при фронтальной отсыпке пород; l — расстояние от тупика до фронта отвалообразования (достаточное для безопасного проезда горно-транспортной техники); 1 — навалы породы, выгруженной из думпкаров; 2 — отвальный погрузчик

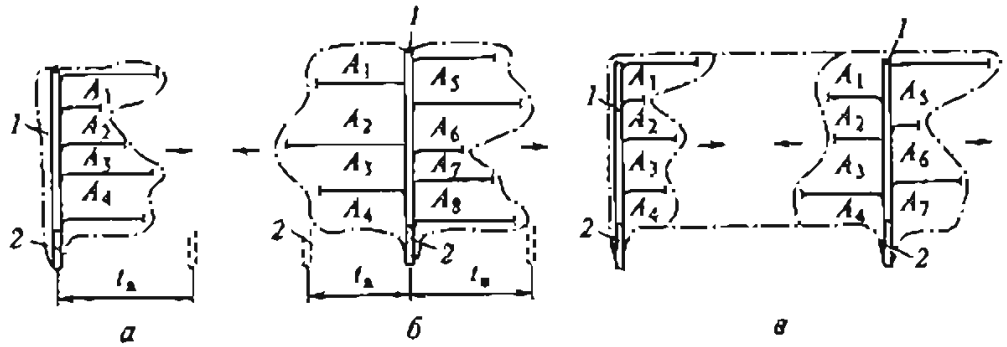


Рис 13.30. Схемы развития фронта складирования полезных ископаемых при формировании техногенных месторождений:

а — одностороннее развитие от одной насыпи *1* с переносом въезда *2* на шаг $l_в$; *б* — двустороннее развитие от одной насыпи с последующим переносом въездов с шагом $l_в$; *в* — комбинированное развитие от двух насыпей со стационарными въездами

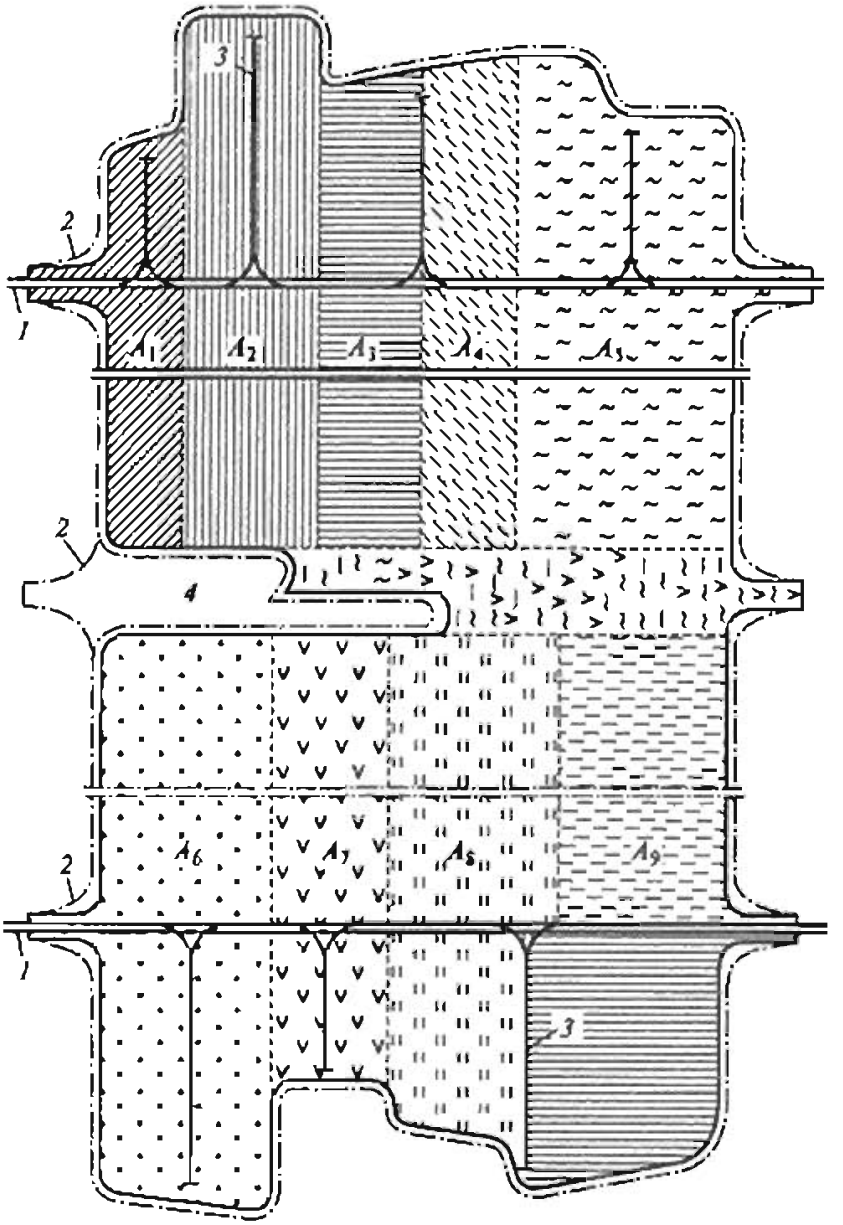


Рис 13.31. Схема отработки многокомпонентного техногенного месторождения:

1 — пути доставки пород; *2* — полустационарные въезды; *3* — пути доставки пород в заходку; *4* — разрезная траншея

нием въездов и с периодически переносимыми (на шаг $l_в$) въездами. В каждой группе могут быть схемы с одним въездом (или парой) при одностороннем и двустороннем развитии фронта от первоначальной насыпи (рис. 13.30).

Схемы с односторонним развитием фронта могут применяться при формировании складов с небольшим числом селективно укладываемых пород (A_1—A_4).

При значительно большем числе селективно размещаемых пород (A_1—A_8) пород, занимающих сравнительно малые объемы, следует применять схемы с двусторонним развитием фронта.

Комбинированную схему с двумя насыпями при одностороннем и двустороннем развитии фронта целесообразно применять для складирования несколь-

ких видов пород (A_1—A_4), поступающих стабильно большими объемами в течение всего периода работы карьера, и ряда полезных компонентов (A_1—A_7), поступающих эпизодически, неритмично и весьма ограниченными объемами.

Перенос въездов в новое положение при формировании техногенных складов во избежание перепробега транспорта, сокращения расходов на поддержание в рабочем состоянии транспортных коммуникаций необходимо предусматривать тогда, когда фронт всех заходок продвинется на значительное расстояние от первоначальной насыпи.

Необходимость селективного размещения в складах (особенно локальных) пород, попутно извлеченных и «не профильных» для данной отрасли полезных ископаемых, может потребовать изменения схемы формирования отвала, места его размещения и типа отвального оборудования.

Разработку техногенного склада ведут в такой же последовательности, что и формирование; при этом подготовка к отгрузке сводится к проведению разрезной траншеи по породам, слагающим первоначальную насыпь, или в любом другом месте (рис. 13.31).

Техногенные склады перспективных полезных ископаемых, как всякий отвал, в процессе и после завершения формирования подлежат обязательной рекультивации в целях предотвращения, с одной стороны, деградации полезных компонентов, а с другой — его отрицательного воздействия на окружающую природную среду.

Контрольные вопросы и задания

1. Приведите порядок расчета производительности оборудования, применяемого на карьерах.
2. Какие показатели определяют при выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работах?
3. Опишите технологию строительства внешних отвалов.
4. Каковы принципы выбора основного горного оборудования?
5. Как выбирают способ подготовки горных пород к выемке?
6. Какие параметры определяют при проектировании механического рыхления горных пород?
7. Какие параметры определяют при проектировании разрушения горных пород взрывом?
8. Как осуществляют выбор бурового оборудования?
9. Приведите порядок проектирования буровых работ.
10. Как осуществляют выбор выемочно-погрузочного оборудования?
11. Какова область применения одноковшовых карьерных погрузчиков?
12. Какова область применения карьерных гидравлических экскаваторов?
13. Приведите порядок проектирования карьерного транспорта.
14. Каковы основные параметры, определяемые при проектировании применения различных видов транспорта?
15. Перечислите основные параметры, которые определяют при проектировании отвалообразования.
16. Каковы принципы проектирования складирования некондиционных и попутно извлекаемых полезных ископаемых?
17. Перечислите последовательность действий при проектировании технологических схем с комбинированным транспортом.
18. Как проектируют технологическую схему производства горных работ?

ГЛАВА 14. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРОИЗВОДСТВА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Целью проектирования технологических схем производства открытых горных работ является выбор такого сочетания горных и транспортных машин и их взаимодействия, которое позволяло бы наиболее эффективно реализовывать принятый календарный план разработки месторождения.

14.1. Технологические схемы перевалки вскрышных пород в выработанное пространство

Перевалку вскрышных пород в выработанное пространство применяют при разработке горизонтальных или пологих залежей полезного ископаемого с углами падения не более 12° (иногда до 15—17°), мощностью залежи до 20—30 м (иногда до 50—60 м) и вскрышных пород до 40—45 м (иногда до 60 м), а также при отработке выходов наклонных и крутопадающих залежей с размещением вскрышных пород на борту карьера.

Для выполнения работ используют экскаваторы с большими линейными параметрами — вскрышные механические лопаты и драглайны.

При конструировании технологических схем перевалки породы в выработанное пространство необходимо строго выдерживать требования ЕПБ, в соответствии с которыми «при вскрышных работах, осуществляемых по бестранспортной системе разработки, расстояние между нижними бровками уступа полезного ископаемого и породного отвала устанавливается проектом или планом горных работ. При наличии железнодорожных путей или конвейеров расстояние от нижней бровки отвала до оси железнодорожного пути или оси конвейера должно быть не менее 4 м».

Величину безопасного зазора между кузовом экскаватора и нижней бровкой разрабатываемого уступа обычно принимают равной 0,4—0,6 м, ширину предохранительной бермы между ходовой частью экскаватора и призмой возможного обрушения — 1,5—3 м.

В зависимости от геологических характеристик месторождения проектируют простую перевалку, при которой всю породу экскавируют один раз и укладывают непосредственно в отвал, и кратную (усложненную), при которой часть вскрыши экскавируют повторно из первичного отвала. Кратная перевалка вскрышных пород характеризуется коэффициентом переэкскавации:

$$k_{пер} = V_{пер} / V,$$

где $V_{пер}$ — объем породы, подлежащей переэкскавации, м^3; V — объем породы, вынимаемой из целика, м^3.

Непосредственная перевалка вскрышных пород в выработанное пространство мехлопатами.

При проектировании непосредственной перевалки мягких или разрушенных вскрышных пород в выработанное пространство мехлопатами, устанавливаемыми на кровле пласта полезного ископаемого, предельную высоту вскрышного уступа определяют исходя из равенства объема вскрышной заходки по целику $V_в$ объему отвальной заходки $V_о$ (с учетом коэффициента разрыхления) (рис. 14.1):

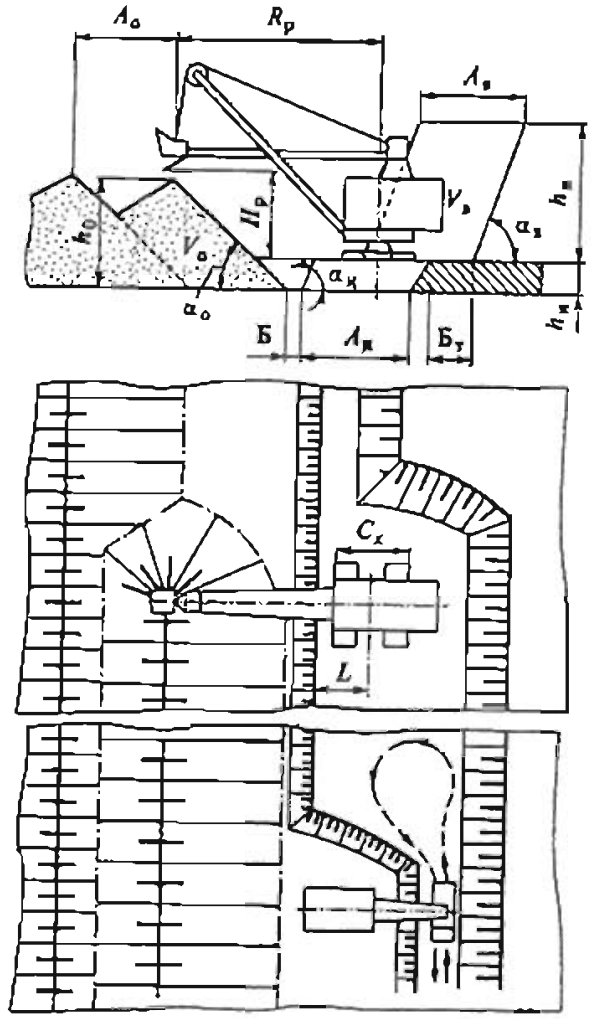


Рис 14.1. Схемы выемки и перевалки породы вскрышной мехлопатой в торцевом забое сквозной заходки:

$Б_т$ — ширина бермы; $\alpha_в$ — угол откоса вскрышного уступа

$$V_в k_р = V_о$$

или

$$A_в h_в k_р = A_о h_о - 0{,}25 A_о^2 \operatorname{tg} \alpha_о,$$

где $A_в$ и $A_о$ — ширина вскрышной и отвальной заходок соответственно, м; $h_о$ — высота внутреннего отвала, м.

Так как

$$h_о = (R_р - L - h_н \operatorname{ctg} \alpha_н - Б) \operatorname{tg} \alpha_о,$$

то при $A_в = A_о = A_н$

$$h_в k_р = (R_р - L - h_н \operatorname{ctg} \alpha_н - Б - 0{,}25 A_о) \operatorname{tg} \alpha_о,$$

где $h_в$, $h_н$ — соответственно высота вскрышного и добычного уступов, м; $\alpha_н$ и $\alpha_о$ — углы откоса добычного уступа и отвала, градус; L — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа, м; Б — ширина свободной призабойной полосы, м.

Максимальное значение высоты вскрышного уступа будет при минимальном значении L, которое можно найти по выражению

$$L_{min} = Z + a + 0{,}5C_x \qquad (14.1)$$

где Z — ширина призмы возможного обрушения, м,

$$Z = h(\mathrm{ctg}\,\alpha_{у.н} - \mathrm{ctg}\,\alpha_н);$$

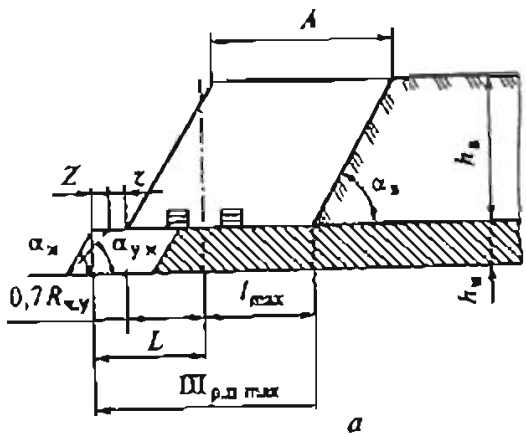
$\alpha_{у.н}$ и $\alpha_н$ — углы устойчивого и рабочего откоса добычного уступа соответственно, градус; a — ширина предохранительной бермы от нижней бровки вскрышного уступа до линии (призмы) возможного обрушения добычного уступа, м (a = = 1,5÷3 м); C_x — ширина хода экскаватора, м.

Расстояние l' от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа может изменяться в пределах

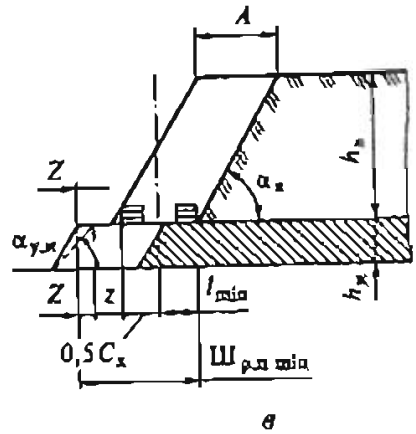
$$R_{к.у} \geq l' \geq R_к + m_1,$$

где $R_к$ — радиус вращения кузова экскаватора, м; m_1 — безопасный зазор между кузовом и нижней бровкой уступа, м (m_1 = 0,4÷0,6 м).

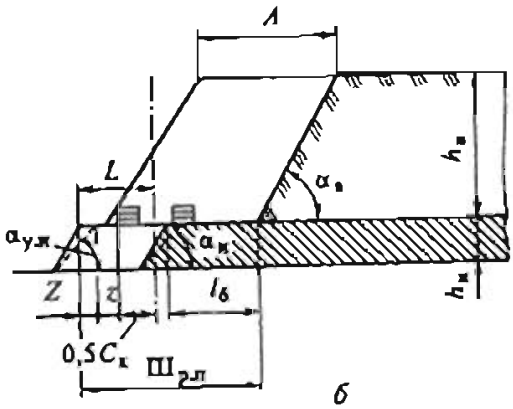
В соответствии с выражением (14.1) можно определять не только возможную высоту вскрышного уступа, но и положение экскаватора на уступе, ширину заходки и схему транспортирования полезного ископаемого. Приближение экскаватора к верхней бровке добычного уступа увеличивает дальность перемещения породы в выработанное пространство, но уменьшает возможную ширину вскрышной заходки и вскрываемой полосы полезного ископаемого.



а



в



б

Рис. 14.2. Схемы к определению ширины вскрышной заходки при перевалке породы мехлопатой в выработанное пространство:

$Ш_{р.п}$, $Ш_{р.п\ min}$, $Ш_{р.п\ max}$ — ширина рабочей площадки соответственно нормальная, минимальная, максимальная

При перевалке породы мехлопатой в выработанное пространство ширина вскрышной заходки $A_в$ определяется величинами L и l и местом размещения транспортных коммуникаций.

Максимальная ширина заходки $A_{max} = 1,7R_{ч.у}$ (рис. 14.2, *а*), когда транспортные коммуникации расположены на почве залежи и величина L не лимитирована ($L \geq Z + z + 0,7R_{ч.у}$). При $L = l_{min}$ ширина заходки $A = 0,5C_x + R_{ч.у}$. При расположении транспортных коммуникаций на кровле пласта ширина бермы между добычным и вскрышным уступами (рис. 14.2, *б*)

$$l_б \geq П_т + Z + z,$$

где $П_т$ — ширина транспортной полосы, м. В зависимости от вида транспорта, схемы транспортных коммуникаций и типа пород $П_т = 2,5 \div 22$ м. В этом случае при $L = l_{min}$ возможная ширина заходки

$$A = R_{ч.у} + 0,5C_x - П_т.$$

В случае, когда вскрышная мехлопата после отработки заходки возвращается к началу фронта работ холостым ходом по кровле полезного ископаемого, ширина бермы $l_б \geq Z + z + C_x$. Так как $l_{min} = 0,5C_x$, минимальная ширина вскрышной заходки (рис. 14.2, *в*)

$$A_{min} = 0,5C_x + l_{бер} = C_x.$$

Перевалка вскрышных пород в выработанное пространство драглайнами

При проектировании перевалки вскрышных пород в выработанное пространство драглайном определяют модель экскаватора и схему перевалки.

Модель драглайна выбирают с учетом следующих условий:

- годовая производительность экскаватора должна быть равна или больше годового объема вскрышных работ на карьере или его участке;
- линейные параметры экскаватора должны обеспечивать укладку пород в постоянный (простая перевалка) или во временный (усложненная перевалка) отвал.

В случае, когда расчетная высота вскрышного уступа $h_{расч}$, которая может быть отработана драглайном при непосредственной перевалке породы в выработанное пространство, меньше высоты вскрышного уступа $h_в$, должна быть рассмотрена целесообразность применения усложненной перевалки с временной засыпкой призабойной зоны и откоса полезного ископаемого (рис. 14.3).

Расчет параметров системы разработки при этом проводят с использованием величины $h_{расч}$.

Определяют высоту промежуточного отвала $h_{о.пр}$, вмещающего объем породы при условии $h_в = h_{расч}$,

$$h_{о.пр} = k_р h_{расч} + 0,25A \operatorname{tg} \alpha_о,$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления породы в отвале; A — ширина заходки; $\alpha_о$ — угол откоса отвала.

Приращение высоты промежуточного отвала

$$h_{о.пр2} = 0,5(-p_2 + \sqrt{p_2^2 - 4p_1 p_3})A^{-1},$$

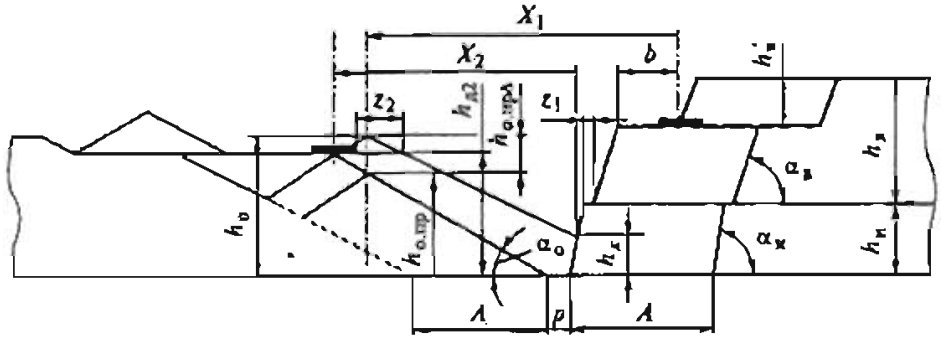


Рис. 14.3 Схема к расчету усложненной перевалки.

Z_1, Z_2 — бермы безопасности; b — расстояние от оси вскрышного драглайна до верхней бровки вскрышного уступа, отрабатываемого нижним черпанием; остальные обозначения см. в тексте

где промежуточные параметры:

$$p_1 = [0{,}75 - 0{,}5(1 + \mathrm{ctg}\,\alpha_н \mathrm{tg}\,\alpha_о)^{-1}]\mathrm{ctg}\,\alpha_о;$$

$$p_2 = 0{,}5A[h_{о.пр} + p(1 + \mathrm{ctg}\,\alpha_н \mathrm{tg}\,\alpha_о)^{-1}]\mathrm{ctg}\,\alpha_о;$$

$$p_3 = -k_р A(h_в - h'_в) - 0{,}5p_2(\mathrm{ctg}\,\alpha_н + \mathrm{ctg}\,\alpha_о)^{-1},$$

где p — ширина призабойной зоны; $h'_в$ — мощность вскрышных пород, отрабатываемая с верхним черпанием; $\alpha_н$ — угол откоса уступа по полезному ископаемому.

Высота засыпанного откоса полезного ископаемого

$$h_х = (h_{о.пр\Delta}\mathrm{ctg}\,\alpha_о - p)(\mathrm{ctg}\,\alpha_н + \mathrm{ctg}\,\alpha_о)^{-1}.$$

Площадь сечения породы, подлежащей вторичной перевалке,

$$S_в = k_р A(h_в - h'_в) - 0{,}25Ah_{о.пр\Delta}$$

Если $S_в > 0{,}25(A + p)^2 \mathrm{tg}\,\alpha_о$, то

$$p_4 = 2\sqrt{[S_в - 0{,}25(A + p)^2]\mathrm{ctg}\,\alpha_о}.$$

Если $p_4 > A$, то высота второго яруса отвала

$$h_{о2} = S_в / A + 0{,}25A\,\mathrm{tg}\,\alpha_о,$$

а высота размещения второго драглайна

$$h_{д2} = h_{о.пр} + 0{,}5h_{о.пр\Delta}.$$

Если $S_в < 0{,}25(A + p)^2 \mathrm{tg}\,\alpha_о$, то $h_{о2} = 0$ и $h_{д2} = h_в k_р$

Расстояние от оси вскрышного экскаватора до гребня отвала

$$X_1 = b + Z_1 + (h_в - h'_в)\mathrm{ctg}\,\alpha_в + h_н\,\mathrm{ctg}\,\alpha_н + p + h_о\,\mathrm{ctg}\,\alpha_о,$$

где $b = 0{,}5Ш_х + Z_1$; $Ш_х$ — ширина хода экскаватора; Z_1 — ширина бермы безопасности; $h_о$ — высота отвала; $\alpha_в$ — угол откоса вскрышного уступа.

Расстояние между осью второго драглайна и нижней кромкой промежуточного отвала

$$X_2 = b + (h_{д2} - h_х)\mathrm{ctg}\,\alpha_о,$$

где $h_х$ — высота присыпки пласта полезного ископаемого.

Второй драглайн выбирают по геометрическим показателям из условия $R_{р2} \geq X_2$, где $R_{р2}$ — радиус разгрузки второго драглайна.

Коэффициент кратности перевалки — отношение объема пород, переваливаемых дважды, к объему пород, вынимаемых из забоя,

$$k_{к.п} = 1 - (h_{раст} - 0{,}5 h_{а.пр} k_р^{-1}) h_в^{-1}.$$

По производительности второй драглайн должен удовлетворять условию

$$Q_{р2} \geq k_{к.п} V_в,$$

где $V_в$ — годовой объем вскрышных работ на карьере или его участке, необходимый для обеспечения заданного объема добычи.

Положение второго драглайна на уровне $h_{р2}$ соответствует минимальному расходу энергии на укладку пород в постоянные отвалы.

При $Q_{р2} >> k_{к.п} V_в$ вследствие низкого использования второго драглайна экономические показатели значительно ухудшаются. В этом случае следует использовать драглайн с меньшими линейными параметрами и устанавливать его на уровне менее рассчитанного. При этом увеличивается $k_{к.п}$, но эксплуатируется драглайн, меньший по массе и с более полной загрузкой.

Высоту уступа определяют исходя из горизонта его установки: на кровле пласта полезного ископаемого (рис. 14.4, *а*), на промежуточном горизонте вскрышного уступа (рис. 14.4, *б*), на верхней площадке вскрышного уступа (рис. 14.4, *в*), на временном отвале (рис. 14.4, *г*).

При этом выемку горной массы осуществляют соответственно нижним, верхним и комбинированным (верхним и нижним) черпанием (рис. 14.5). Угол откоса забоя принимают равным 45° для легких, 40° для средних и 30° для особо тяжелых пород. Высоту уступа при нижнем черпании устанавливают исходя из глубины черпания экскаватора и необходимости его расположения за пределами призмы возможного обрушения.

Максимальная высота уступа (забоя) при работе экскаватора:

без заброса ковша

$$h_н = (R_ч - B)\,\mathrm{tg}\,\alpha;$$

с забросом ковша

$$h_{н\,max} = (R_{ч\,max} - B)\,\mathrm{tg}\,\alpha,$$

где $R_ч$ и $R_{ч\,max}$ — радиус черпания драглайна без заброса и с забросом ковша соответственно, м; B — минимально допустимое расстояние от оси драглайна до верхней бровки уступа, м;

$$B = \frac{C_х}{2} + z;$$

$C_х$ — ширина хода экскаватора, м; z — ширина резервной бермы безопасности, м.

При расположении драглайна на нижней площадке уступа и выемке верхним черпанием угол откоса забоя $\alpha_з$ для предотвращения скольжения и обеспечения наполнения ковша не должен превышать 20—25°, а высота уступа не должна превышать 0,8 высоты разгрузки. Обычно принимают $h_{у.в} = (0{,}6 \div 0{,}7) H_р$.

Верхнее черпание возможно предусматривать только для драглайнов с вместимостью ковша не менее 10—15 м³. При выборе высоты забоя, отрабатываемо-

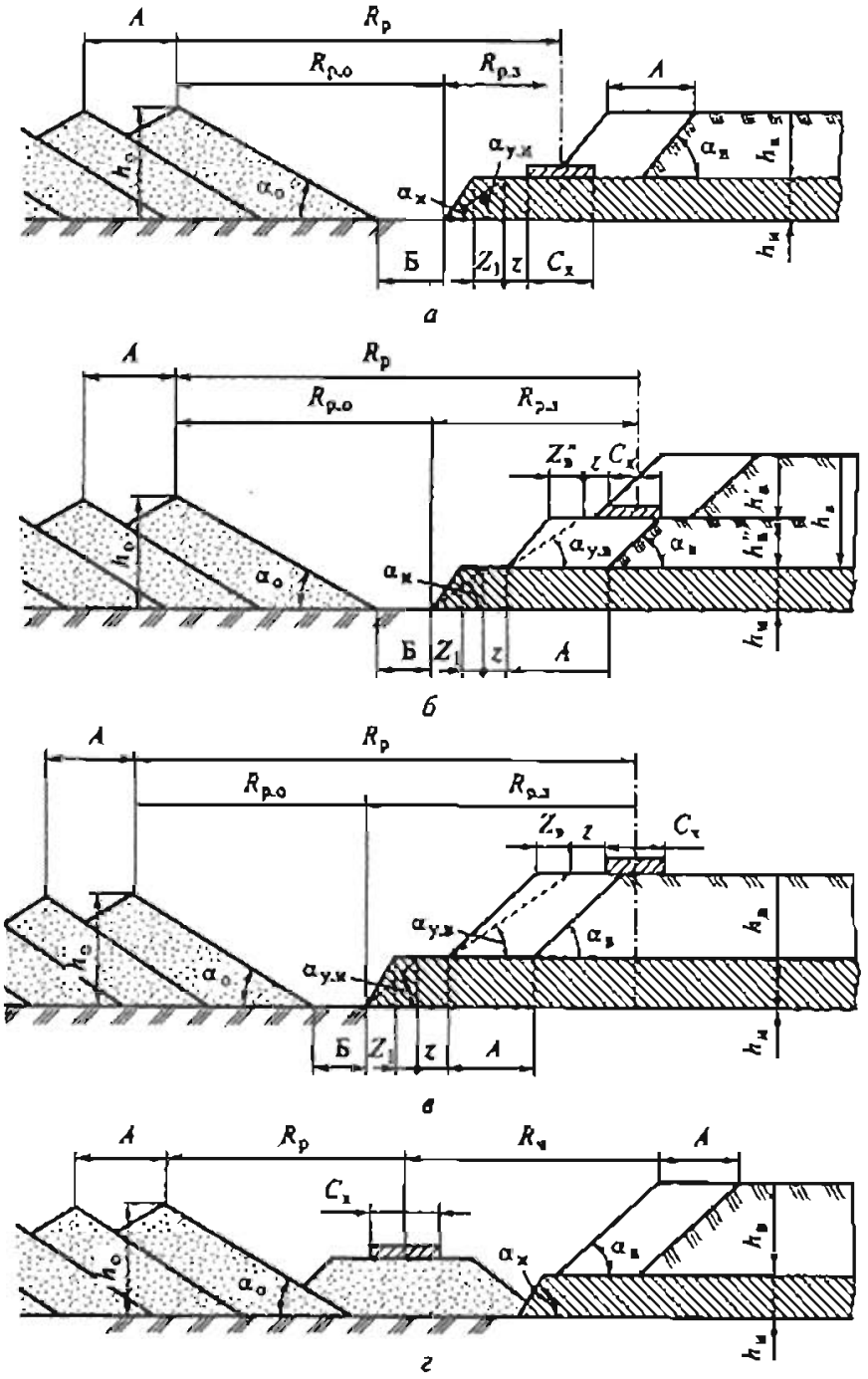


Рис. 14.4 Схемы выемки и переваливания породы драглайнами в торцевых забоях сквозных заходок:

Z_1, $Z_в''$ — ширина полосы безопасности; $h_в'$ и $h_в''$ — высота верхнего и нижнего подуступов; $\alpha_{у.к}$ и $\alpha_{у.з}$ — углы устойчивого откоса соответственно добычного и вскрышного уступов

го верхним черпанием, следует учитывать падение производительности драглайна на высотах, превышающих $0{,}4\,H_р$, по сравнению с нижним черпанием.

Разработку взорванных скальных пород целесообразно проектировать драглайнами с ковшом вместимостью не менее 10 м^3, но только с нижним черпанием. На полускальных взорванных породах возможно применение драглайнов и с меньшей вместимостью ковша.

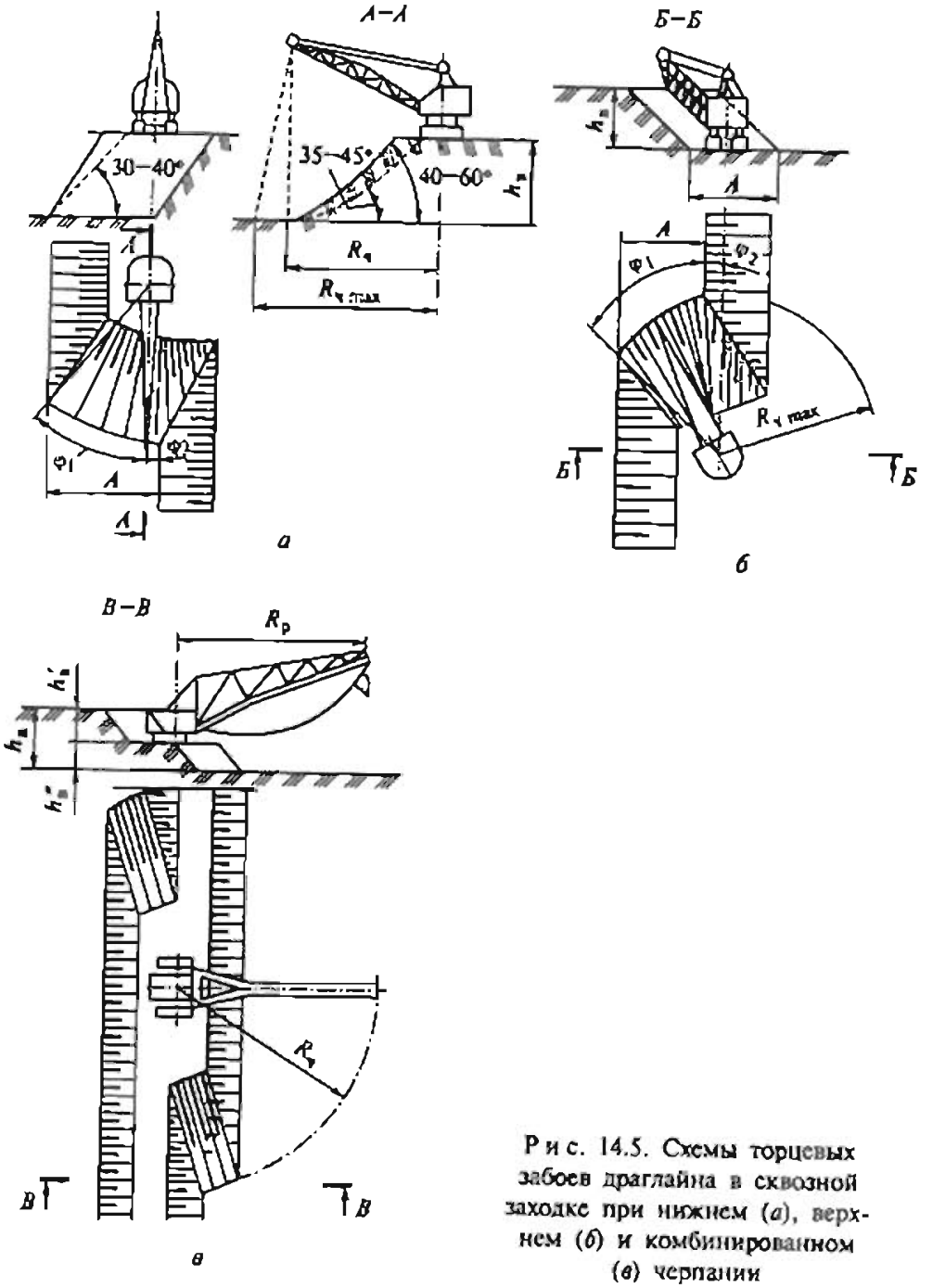


Рис. 14.5. Схемы торцевых забоев драглайна в сквозной заходке при нижнем (*а*), верхнем (*б*) и комбинированном (*в*) черпании

Так как приемная вместимость отвальной заходки (высота отвала) ограничивается радиусом разгрузки драглайна, а не высотой разгрузки, для увеличения возможной высоты вскрышного уступа следует устанавливать драглайны возможно ближе к выработанному пространству. Для первых трех схем радиус разгрузки $R_р$ удобно представить состоящим из двух частей, отнесенных к забойной $R_{р.з}$ и отвальной $R_{р.о}$ сторонам. Первая схема (см. рис. 14.4, *а*) позволяет иметь широкие вскрышные заходки и свободную полосу Б между нижними бровками добычного уступа и отвала. Для нее характерны минимальное и максимальное значения:

$$R_{р.з\,min} = 0{,}5C_ч + z + h_н \operatorname{ctg} \alpha_{у.н};$$

$$R_{р.о\,max} = R_р - 0{,}5C_х + z + h_н \operatorname{ctg} \alpha_{у.н}.$$

Высота вскрышного уступа при приемной способности отвальной заходки

$$h_в = \frac{1}{k_р}\left(R_р - 0{,}5C_х - z + h_н \operatorname{ctg}\alpha_{у.н} - Б - 0{,}25A\right) \operatorname{tg} \alpha_о.$$

Величина $h_в$ не должна превышать высоту верхнего черпания драглайна.

Схема с установкой драглайна на промежуточном горизонте вскрышного уступа (см. рис. 14.4, *б*) позволяет увеличить высоту вскрышного уступа, но за счет уменьшения $R_{р.о}$, а следовательно, и вместимости внутреннего отвала. Для этой схемы

$$R_{р.о\,max} = R_р - 0{,}5C_х - 2z - h''_в \operatorname{ctg} \alpha_{у.в} - h_н \operatorname{ctg} \alpha_{у.н}.$$

Возможная высота вскрышного уступа

$$h_в = \frac{R_р - 0{,}5C_х - 2z + h_н \operatorname{ctg} \alpha_{у.н} - Б - 0{,}25A + h'_в \operatorname{ctg} \alpha_{у.в}}{k_р \operatorname{ctg} \alpha_о + \operatorname{ctg} \alpha_{у.в}}.$$

Здесь $h''_в$ и $h'_в$ — части высоты вскрышного уступа, вынимаемые нижним и верхним черпанием.

Увеличения высоты вскрышного уступа достигают ликвидацией полосы Б, уменьшением ширины заходки и подбором высоты части уступа, отводимой для разработки, и оставлением для верхнего черпания максимально возможной для применяемого драглайна высоты уступа.

По третьей схеме (см. рис. 14.4, *в*) не предусмотрено верхнее черпание, но при этом $R_{р.о}$ становится максимальным, сокращается или исключается полоса Б, уменьшается ширина заходок и возможная высота вскрышного уступа:

$$h_в = \frac{R_р - 0{,}5C_х - 2z - h_н \operatorname{ctg} \alpha_{у.н} - Б - 0{,}25A}{k_р \operatorname{ctg} \alpha_о + \operatorname{ctg} \alpha_{у.в}}.$$

Эта величина не должна превышать глубины черпания драглайна.

Таким образом, уменьшение ширины заходки позволяет увеличить вместимость отвала и, как следствие этого, высоту вскрышного уступа. Но этого можно достичь ценой снижения производительности экскаватора из-за его частых перемещений.

Ниже приведены значения рациональной ширины заходки, м, при усложненной схеме экскавации и минимальном объеме переэкскавации для различных моделей экскаваторов (по данным Центрогипрошахта).

ЭШ6.45	15
ЭШ8.60;ЭШ10.70	20
ЭШ15.90; ЭШ-20.90	49
ЭШ4.75	30,5
ЭШ20.100	41
ЭШ40.85	36
ЭШ100.100	51

Рекомендации по ширине заходки экскаваторов по данным НИИОГР приведены в табл. 14.1.

Таблица 14.1

Ширина вскрышной заходки из условия рационального использования вместимости отвала и лучшей организации добычных работ

Экскаватор	Максимальный радиус черпания $R_{ч\ max}$, м	Ширина заходки A, м	$A/R_{ч\ max}$
ЭВГ-35.65	65	30—40	0,48—0,65
ЭШ10.70	83	30—40	0,45—0,6
ЭШ15.90	83	40—50	0,42—0,6
ЭШ20.100	95	40—50	0,42—0,6
ЭШ-40.85	82	40—50	0,49—0,61
ЭШ100.100	95	40—50	0,42—0,52

Перевалка взорванных пород в выработанное пространство

Параметры схем перевалки взорванных пород зависят от конфигурации развала горной массы и его местоположения. Часть пород при взрыве перемещается в конечные контуры отвала без последующей экскавации. Это обычно достигается при повышенном удельном расходе ВВ.

Эффективность взрыва на сброс характеризуется коэффициентом сброса, равным отношению объема перемещаемых взрывом пород в контуры отвала к общему объему взорванной горной массы.

Применение взрывов на сброс при схеме с усложненной перевалкой, хотя и связано с увеличением удельного расхода ВВ, однако уменьшает объемы вскрыши, подлежащие экскаваторной перевалке.

Конфигурацию развала горной массы определяют следующим образом (рис. 14.6).

Ширина развала горной массы $B_р$ слагается из ширины заходки A и дальности перемещения взорванных пород $B_Δ$:

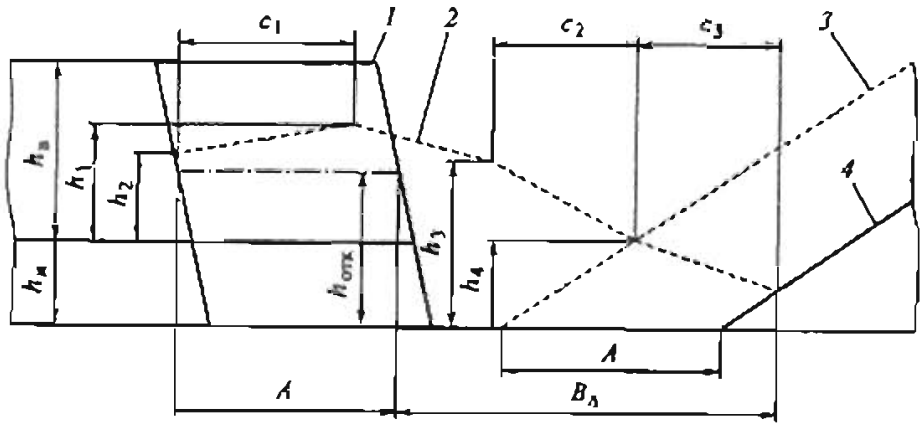


Рис. 14.6. Схема к расчету конфигурации развала горной массы:

1 — контур взрываемого массива; *2* — контур развала горной массы; *3* — контур отвала после укладки взорванной горной массы; *4* — контур отвала предыдущей экскаваторной заходки

$$B_p = A + B_\Delta.$$

Начальная скорость кусков, определяющая дальность перемещения взорванных пород,

$$v_0 = 2v\sqrt{\left(\frac{qk_{з.с}}{\pi\gamma_{вв}}\right)},$$

где v — скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с:

Породы	Мелкоблочные	Среднеблочные	Крупноблочные	Весьма крупноблочные	Исключительно крупноблочные
u, м/с	3570	3100	2700	2260	1880
n	1,3	1,28	1,25	1,23	1,21

q — удельный расход ВВ, кг/м^3; $\gamma_{вв}$ — плотность ВВ, кг/м^3; $k_{з.с}$ — коэффициент заполнения скважин,

$$k_{з.с} = (L - l_{заб})/h,$$

где L и $l_{заб}$ — длина соответственно скважины и забойки, м; h — высота уступа.

При порядной схеме короткозамедленного взрывания (КЗВ) максимальная дальность взрывного перемещения

$$B_\Delta = \frac{1}{\cos\varphi}\left[p_1 + \sqrt{p_1^2 + \frac{2v_0^2 h_{отк}\sin^2\psi}{g\cos\varphi}}\right] - h_{отк}\,\mathrm{tg}\,\varphi;$$

$$p_1 = g^{-1}v^2(\mathrm{ctg}\,\psi - \mathrm{tg}\varphi)\sin^2\psi,$$

где ψ — угол наклона скважин к горизонту, градус; φ — угол падения пласта, градус; g — ускорение свободного падения, м/с^2; $h_{отк}$ — высота откольной зоны над подошвой уступа, м.

Высотные отметки характерных точек развала горной массы (см. рис. 13.1):

$$h_{отк} = 0{,}5l_{зар} + h_н + l_{нед},$$

где $l_{зар}$ — высота колонки заряда, м; $l_{нед}$ — величина недобура, м; $h_н$ — мощность полезного ископаемого, м;

$$h_1 = \frac{2{,}8h_н^2}{(A + h_н)(0{,}8B_\Delta + h_н)};$$

$$h_2 = k_р h_н\left[1 - \left(1 + \frac{k_р A h_н}{B_\Delta^2}\right)^{-2}\right] + \frac{0{,}3h_н h_н}{h_н + h_н + A};$$

$$h_3 = \frac{2{,}6h_н}{1{,}3 + (B_\Delta / A)^2};$$

$$h_4 = \frac{1{,}4h_н}{1{,}3 + (B_\Delta / h_н)^2},$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления породы.

По горизонтали характерные точки развала горной массы определяют параметрами $c_1 = 1{,}12qA$; $c_2 = (B_\Delta + A - c_1)/3$; $c_3 = c_2$.

Коэффициент сброса вычисляют по одной из следующих эмпирических зависимостей:

$$k_{сбр} = \frac{q(0{,}4\sin 2(90-\psi)+0{,}65}{0{,}25\sqrt[3]{Ah_з}+q};$$

$$k_{сбр} = 0{,}25-(a-b/h_з)d,$$

где d — диаметр скважины; значения a и b:

Породы	Легковзрываемые	Средней трудности взрывания	Трудновзрываемые
a	0,0125	0,018	0,0132
b . . .	0,384	0,174	0,235

В качестве примера приведем результаты взрывания крупноблочных пород граммонитом 79/21 при угле наклона скважины к горизонту $\psi = 60°$, ширине заходки 35 м:

Высота уступа, м . .	20	30	40	50
Диаметр скважины, мм . . .	216	244	244	270
Удельный расход ВВ, кг/м³. .	0,63	0,7	0,75	0,8
Длина скважин первого и последнего рядов, м	18,7—22	30,2—33,5	41,8—45	53,4—57
Длина колонки заряда первого и последнего рядов, м	11,8—14	20,5—23	30,5—33	42—55
Линия сопротивления по подошве, м	5	7	7	7
Размеры сетки, м	8 × 5	7 × 7	7 × 7	9 × 7
Размеры развала горной массы, м:				
h_1	9,6	18,5	20,5	27
c_1	24,7	27,4	29,3	31
h_2	7	15,5	20,5	26
h_3	8,5	11,5	13	16,5
h_4	4,5	6	7,5	9
B_Δ . . .	67	72	71	79
Коэффициент сброса $k_{сбр}$ . .	0,28	0,28	0,28	0,28

Драглайн для перевалки выбирают из условий (рис. 14.7)

$$H_{разг} \geq h_о - h_3;$$

$$R_р \geq X_1;$$

$$Q_д \geq V_в(1 - k_{сбр}),$$

где $H_{разг}$ — высота разгрузки драглайна; $h_о$ — высота отвала; h_3 — высота установки драглайна на взорванной породе; $R_р$ — радиус разгрузки драглайна; $X_1 = h_о \operatorname{ctg} \alpha_о$; $\alpha_о$ — угол откоса отвала; $Q_д$ — производительность драглайна.

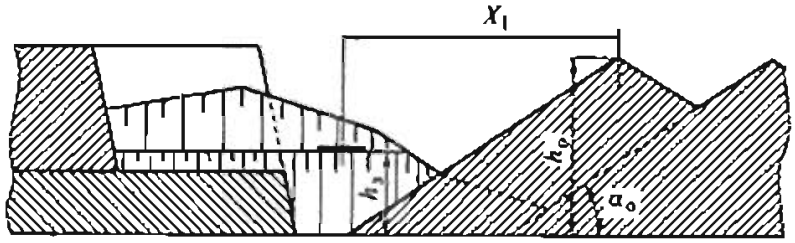


Рис 14.7 Схема к расчету перевалки взорванных пород

Производительность драглайнов в схемах с перевалкой пород

Производительность драглайна при верхнем черпании $Q_в$ меньше на 10—25 %, чем при нижнем черпании $Q_н$; при отработке нижнего и верхнего забоев сменную производительность драглайна определяют как средневзвешенную величину

$$Q_{см} = Q_в \frac{h'_в}{h_в} + Q_н \frac{h_в - h'_в}{h_в},$$

где $h_в$ — высота вскрышного отступа; $h'_в$ — высота верхнего вскрышного подуступа.

Годовая производительность драглайна, м^3/год,

$$Q_г = \frac{Q_{см} n_{см} (30 - t_{ППР})(12 - t_{хз}) k_г}{1 + Q_{см}(t_{зр} + t_{х.х})/(A h_э L_ф)},$$

где $Q_{см}$ — сменная производительность, м^3/см; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки, см/сут; $t_{ППР}$ — продолжительность планово-предупредительного ремонта (ППР), сут; $t_{хз}$ — простои по климатическим условиям и годовые ремонты, мес; $t_{зр}$ — продолжительность операций в начале заходки, смены, $t_{х.х}$ — продолжительность холостого хода по фронту длиной $L_ф$ после отработки заходки шириной A и высотой $h_э$, смены; $k_г$ — коэффициент готовности (0,95—0,99).

При ведении взрывных работ в знаменатель этой формулы необходимо добавить слагаемое $Q_{см} n t_{вз}/(A h_э L_ф)$, где n — число взрывов за период отработки заходки; $t_{вз}$ — время для проведения взрыва, см.

При простой перевалке мягких пород драглайн рассматривается как независимый элемент. Готовность его к работе за годовой период оценивается коэффициентом готовности. По данным эксплуатации, на карьерах Кузбасса коэффициент готовности составляет: ЭШ 13.50У — 0,976; ЭШ 15.90А — 0,955; ЭШ 20.90 — 0,897, ЭШ 40.80 — 0,981.

Драглайны для разработки массива и вторичной перевалки рассматриваются как независимо работающие восстанавливаемые элементы.

Относительная независимость работы обеспечивается объемом породы, находящейся в промежуточном отвале, образованном первым экскаватором.

14.2. Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами

Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами применяют для ведения вскрышных и добычных работ во всей рабочей зоне карьера или параллельно с другими технологическими схемами в наиболее благоприятных зонах

Дальность перемещения автомобильным транспортом, как правило, 1,5—3 км при разработке вскрышных пород и 2—4 км при транспортировании полезных ископаемых. Преимущества схем: возможность быстрого ввода карьера в эксплуатацию, увеличения его производительности; высокая мобильность. Скорость понижения горных работ при этом в 2—3 раза выше, чем при других видах транспорта, и составляет в среднем 20—30 м/год. Для погрузки используются, как правило, мехлопаты с погрузкой на уровне стояния экскаватора.

Применение гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата» и черпание ниже уровня стояния приводят к снижению на 10—15 % затрат на разработку. Высота уступа h при этом не превышает для мягких пород $0{,}65h_{кол}$, для взорванных пород — $0{,}85h_{кол}$, где $h_{кол}$ — максимальная глубина копания.

Возможно применение драглайнов при нижнем черпании с глубины 20—35 м и погрузкой автосамосвалов на уровне стояния.

В рассматриваемых схемах эффективно применение одноковшовых колесных погрузчиков.

Последовательность выполнения процессов подготовки пород к выемке, выемки и погрузки, транспортирования, отвалообразования вскрышных пород и складирования (доставки к приемным устройствам) полезного ископаемого можно осуществлять несколькими параллельно работающими машинами.

Неравномерность проведения технологических процессов и работы отдельных машин можно сглаживать путем построения схемы с параллельно работающими машинами и создания промежуточных аккумулирующих складов (запасов) горной массы.

Вследствие этого часовую производительность погрузочных и транспортных машин можно рассматривать независимо от БВР и отвалообразования.

Расчет производительности двух последовательно соединенных звеньев — экскаватора и автосамосвалов — осуществляют с учетом времени их безотказной работы, которое для экскаваторов составляет от 100 до 300 ч и более, для автосамосвалов от 4 до 20 ч и более. При расчетах экскаватор принимают как восстанавливаемый элемент схемы. Его работоспособность характеризуется коэффициентом готовности, среднее значение которого используют при расчете месячной и годовой производительности. Автосамосвал считается элементом без восстановления: при неисправности автосамосвал считают выбывшим до конца смены, что приводит к снижению первоначальной производительности комплекса.

Число оставшихся в комплексе автосамосвалов по сравнению с первым часом смены вычисляют через два показателя: вероятность возникновения отказов какого-либо числа машин P_z и вероятность отказов каждой из этих машин по часам смены P_j. Тогда число работающих автосамосвалов в j-й час смены

$$N_j = (1 - P_i P_j) N = P_{бj} N,$$

где N — число машин в начале смены; $P_{бj}$ — коэффициент безотказной работы автосамосвалов.

Для расчета среднесменной производительности автосамосвалов значения $P_{бj}$ можно принимать по табл. 14.2.

Таблица 14.2

Коэффициент безотказной работы автосамосвалов $P_{бj}$

Годы эксплуатации	Часы смены						
	1	2	3	4	5	6	7
1	1	1	1	0,98	0,97	0,95	0,92
2	1	1	1	0,98	0,95	0,93	0,9
3	1	1	0,98	0,97	0,93	0,9	0,88
4	1	1	0,97	0,95	0,91	0,87	0,85
5	1	1	0,96	0,92	0,86	0,83	0,81
6	1	0,98	0,95	0,88	0,82	0,78	0,77
7	1	0,97	0,9	0,8	0,74	0,71	0,7
8	0,99	0,93	0,81	0,7	0,63	0,61	0,61

Сущность взаимодействия машин в смежных технологических процессах цикличного действия определяет вероятность нахождения экскаватора в состоянии погрузки — P и в состоянии ожидания подхода автосамосвала — P_o. Эти вероятности находят из условия, что работа экскаватора и автосамосвалов описывается как замкнутая (известно число автосамосвалов) одноканальная (при одном экскаваторе в комплексе, т.е. закрытый цикл организации движения транспорта) система массового обслуживания (СМО) с ожиданием.

Вероятности находят по числу автосамосвалов в комплексе и приведенной интенсивности $\rho = \lambda/\mu$, где λ — интенсивность подхода автосамосвалов под погрузку, $\lambda = 1/(T_{рейс} - t_{погр} - t_{обм})$; μ — интенсивность погрузки, $\mu = 1/(t_{погр} + t_{обм})$; $T_{рейс}$, $t_{погр}$, $t_{обм}$ — соответственно время рейса автосамосвала, погрузки, обмена автосамосвала у экскаватора.

Вероятность ожидания подхода автосамосвала

$$P_o = [1 + N\rho + N(N-1)\rho^2 +, \ldots, + N(N-1), \ldots, 1\rho^N]^{-1},$$

а вероятность того, что экскаватор в течение смены находится в состоянии погрузки,

$$P = k_{загр} = 1 - P_o.$$

Зависимость коэффициента загруженности экскаватора $k_{загр}$ от приведенной интенсивности ρ для числа автосамосвалов в транспортном звене N дана на графиках (рис. 14.8).

Таким образом, $k_{загр}$ корректирует теоретическую интенсивность работы экскаватора $1/(t_{погр} + t_{обм})$; эксплуатационная часовая производительность, т/ч, комплекса «экскаватор — транспортные машины» оценивается формулой

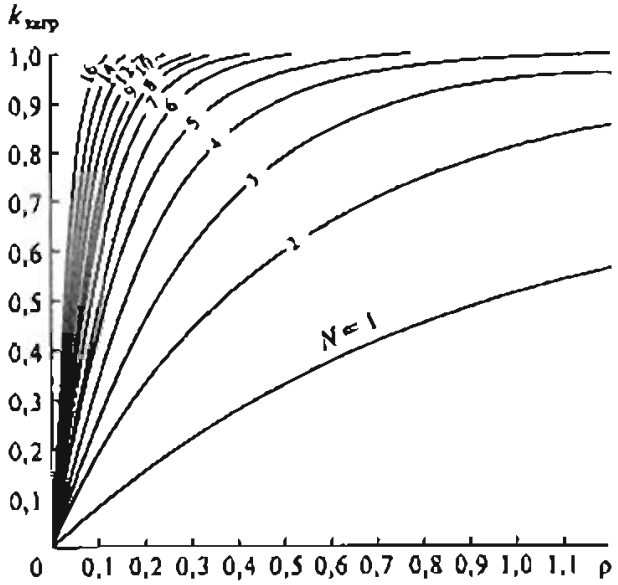


Рис 14.8. Графики зависимости коэффициента загруженности $k_{загр}$ экскаватора от приведенной интенсивности ρ и числа автосамосвалов N (одноканальная СМО)

$$Q_j = \frac{3600}{t_{погр} + t_{обм}} q_a k_e k_{загр},$$

где $t_{погр}$ и $t_{обм}$ — время погрузки и обмена автосамосвала у экскаватора, с; q_a — грузоподъемность автосамосвала, т; k_e — коэффициент использования грузоподъемности; $k_{загр}$ — коэффициент загруженности экскаватора, определяемый для каждого часа смены при соответствующем числе автосамосвалов $N_j = P_{бj}N$.

Число автосамосвалов, ожидающих погрузки в очереди у экскаватора,

$$N_o = N - k_{загр}(1 + 1/\rho).$$

При $N_o \geq 1$ возможна спаренная установка автосамосвалов под погрузку; при этом $t_o = 0$, что приводит к росту производительности комплекса.

При перемещении пород на отвал с большим фронтом и неограниченным числом мест разгрузки часовая производительность комплекса не зависит от процесса разгрузки.

При ограниченном числе мест разгрузки автосамосвалов (склады, перегрузочные пункты, приемные бункеры и др.) производительность комплекса определяется условиями разгрузки, где возникает очередь автосамосвалов.

Если число мест разгрузки $r = 1$, то система «автосамосвалы — разгрузочный пункт» представляет собой одноканальную СМО с ожиданием. Приведенная интенсивность $\rho_p = \lambda_p/\mu_p$, где интенсивность подхода самосвалов

$$\lambda_p = 1/(T_{рейс} - t_{разг} - t_м),$$

а интенсивность разгрузки автосамосвалов

$$m_p = 1/(t_{разг} + t_м),$$

где $t_{разг}$ и $t_м$ — время соответственно разгрузки и маневров автосамосвала при установке на месте разгрузки.

Коэффициент загруженности при разгрузке $t_{загр.р}$ определяется аналогично $t_{загр}$ и представляет собой вероятность пребывания перегрузочного пункта в состоянии работы.

Если число мест разгрузки $r > 1$, то система «автосамосвалы — разгрузочный пункт» — многоканальная СМО с ожиданием (определение $t_{загр.р}$ приведено при изложении технологических схем разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами), а производительность комплекса по условию разгрузки рассчитывают по формуле

$$Q_{jр} = \frac{3600}{t_{раз} + t_{м}} q_{а} k_{q} g k_{загр.р}.$$

Производительность комплекса с учетом погрузки и разгрузки определяется меньшим из двух значений Q_j и $Q_{jр}$. Сменная производительность комплекса в соответствии со схемой

$$Q_{см} = \sum_{j=1}^{j=7} Q_j \text{ или } Q_{см} = \sum_{j=1}^{j=7} Q_{jр}.$$

Годовая производительность комплекса, м^3/год, согласно схеме

$$Q_{г} = \frac{Q_{см} n (T_{м} - t_{р.м})(T_{г} - t_{р.г}) k_{г.к}}{1 + n(T_{в} + T_{вос})/T_{б}},$$

где n — число рабочих смен в сутки, см/сут; $T_{м}$ — календарное число дней в месяце, сут/мес; $t_{р.м}$ — число суток плановых простоев оборудования в течение месяца, сут/мес (ППР экскаватора, перегоны, ремонт дорог капитальной траншеи и др.); $T_{г}$ — календарное число месяцев в году, мес/год; $t_{р.г}$ — число месяцев плановых простоев в течение года, мес/год (климатические условия, годовой ремонт и др.); $T_{в}$ — время, планируемое для подготовки, проведения и ликвидации последствий взрыва, сут (монтаж взрывной сети, перегон экскаваторов, непосредственно взрывание, проветривание и др.); $T_{вос}$ — время для проведения восстановительных работ по подготовке транспортных коммуникаций, ЛЭП и др., сут; $T_{б}$ — время отработки взорванного блока, смен.

В технологических схемах без ограничения числа разгружаемых автосамосвалов (отвалообразование с большим фронтом разгрузки) коэффициент готовности комплекса равен коэффициенту готовности экскаватора $k_{г.к} = k_{г.э}$ при разгрузке на приемном пункте, готовность которого к работе определяется коэффициентом готовности к работе $k_{г.р}$. Коэффициент готовности комплекса $k_{г.к}$ определяют как для двух последовательно соединенных элементов

$$k_{г.к} = \frac{1}{\frac{1}{k_{г.э}} + \frac{1}{k_{г.р}} - 1}.$$

Коэффициент готовности экскаватора по данным угольных разрезов Кузбасса составляет: ЭКГ-4,6Б — 0,956; ЭКГ-5А — 0,974; ЭКГ-8И — 0,96; ЭКГ-12,5 — 0,926.

Рис. 14.9. Схема рекомендуемых соотношений грузопотока карьера, вместимости ковша экскаватора-мехлопаты и грузоподъемности автосамосвала

Этот показатель на рудных карьерах ниже из-за более тяжелых условий работы и составляет $k_{г.э} = 0{,}84 \div 0{,}89$.

Рекомендуемые соотношения грузоподъемности автосамосвала $q_а$ и вместимости E ковша экскаватора, характеризуемые массой породы в ковше $q_э = E\gamma k_э$ ($k_э$ — коэффициент экскавации), находятся в пределах $q_а/q_э = 3 \div 6$, причем большие значения целесообразно принимать при дальности транспортирования 4—5 км, а также при больших грузопотоках.

Рекомендуемые сочетания экскаваторов-мехлопат и автосамосвалов в зависимости от грузопотоков приведены на схеме рис. 14.9.

14.3. Технологические схемы разработки карьерными погрузчиками и скреперами

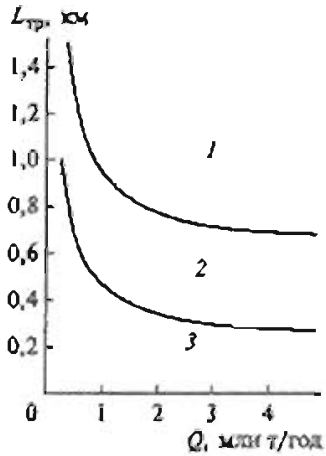


Рис. 14.10. Области применения карьерных погрузчиков:

1 — наименее предпочтительная; *2* — экономически равноценная для погрузчиков и экскаваторно-автомобильных комплексов; *3* — наиболее предпочтительная (по данным акад. К.Н. Трубецкого)

Область рационального применения карьерных погрузчиков в зависимости от дальности транспортирования $L_{тр}$ и интенсивности грузопотока Q показана на рис. 14.10.

Рациональность применения скреперов определяется теми же показателями. При производительности $Q = 3 \div 5$ млн м³/год дальность перемещения скреперами, как правило, не превышает 1—1,5 км.

В схемах при разработке и перемещении пород карьерными погрузчиками или скреперами дискретность грузопотока и степень неравномерности выполнения операций и процессов может рассматриваться как одноканальная система массового обслуживания. Расчет коэффициента готовности может быть выполнен по аналогии с расчетом автотранспортного звена

14.4. Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами

Технологическая схема может включать в себя добычные и вскрышные комплексы машин по всей или части рабочей зоны карьера.

Параллельно можно использовать схемы с другими комплексами машин.

Наиболее часто погрузку предусматривают мехлопатами. На разрезах на добычных работах используют роторные экскаваторы с погрузкой угля в железнодорожный транспорт, что сокращает время погрузки составов, обеспечивает возможность отработки уступов высотой до 25 м с шириной заходки до 60 м и при необходимости селективную выемку угля по сортам.

Практикой подтверждена возможность погрузки драглайнами в железнодорожные составы при разработке пород нижним черпанием. При диапазоне грузопотоков 5—10 млн т/год можно использовать карьерные погрузчики.

Мощные угольные разрезы и рудные карьеры имеют транспортные схемы, содержащие до 200—300 км путей, несколько станций разного назначения, 15—20 забойных и столько же отвальных экскаваторов и обеспечивающие грузопотоки 60—100 млн т/год при расстоянии транспортирования 7—10 км. Параметры грузопотоков определяют использование экскаваторов ЭКГ-8И (ЭКГ-10) и ЭКГ-12,5 (ЭКГ-15) с тяговыми агрегатами переменного и постоянного тока сцепной массой 360—370 т и полезной массой поезда 800—1000 т.

Технологическая схема разработки с железнодорожным транспортом представляет собой структурно-сложное соединение звеньев, каждое из которых включает последовательно или параллельно соединенные машины и другие элементы (пути, разъезды, станции), влияющие на надежность функционирования.

Буровзрывные и экскаваторные работы при достаточном объеме подготовленных взрывом пород слабо зависимы между собой во времени и производительность этих звеньев можно определять раздельно.

Степень взаимосвязи звеньев в технологических схемах определяет использование календарного времени.

Производительность экскаваторно-железнодорожного комплекса

Распределение $N_п$ поездов по $N_{з.э}$ забойным экскаваторам, дискретность погрузки и подачи поездов к экскаватору позволяют представить технологическую схему как многоканальную систему массового обслуживания с ожиданием поездов в очереди; при этом систему можно разделить на две подсистемы: забойную с $N_{з.э}$ экскаваторами в забоях и транспортными коммуникациями до станции и отвальную с транспортными коммуникациями от станции и $N_{о.э}$ отвальными экскаваторами

С достаточной степенью точности производительность забойной подсистемы при условии распределения поездов по экскаваторам пропорционально расчетному числу поездов $N_{расч}$ определяют в следующем порядке.

Устанавливают расчетное число поездов исходя из полной загрузки транспортным средством каждого i-го экскаватора во времени

$$N_п = \frac{T_{рейс}}{t_{погр} + t_{обм}},$$

где $T_{рейс}$, $t_{погр}$, $t_{обм}$ — соответственно время рейса, погрузки, обмена состава в забое.

Время рейса определяют исходя из среднего для $N_{о.э}$ отвальных экскаваторов времени пребывания поезда на участке станция — отвальные тупики

$$T_{от.ср} = \frac{1}{N_{о.э}} \sum_{j=1}^{N_{о.э}} (t_{дв j} + t_{разг j}),$$

где $t_{дв j}$, $t_{разг j}$ — время движения и разгрузки состава, отнесенное к каждому j-му отвальному экскаватору.

Время рейса поезда к каждому i-му забойному экскаватору

$$T_{р.зi} = T_{от.ср} + t_{дв i} + t_{погр i},$$

где $t_{дв i}$ — время движения поезда от станции к i-му забойному экскаватору.

Определяют интенсивность процессов:

- подхода поезда к каждому экскаватору

$$\lambda_i = \frac{1}{T_{рейс} - t_{погр} - t_{обм}};$$

- погрузки экскаватором

$$\mu_i = \frac{1}{t_{погр i} + t_{обм i}};$$

- приведенную интенсивность

$$\rho_i = \lambda_i / \mu_i.$$

По значениям ρ_i и $N_{расч}$ устанавливают коэффициент загруженности $k_{загр}$ по номограмме (рис. 14.11), затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{заб i} = \frac{T_{см}}{t_{погр i} + t_{обм i}} V_п k_{загр i},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены за исключением регламентированных простоев; $V_п$ — вместимость состава,

и забойную производительность комплекса

$$Q_{заб.к} = \sum_{i=1}^{N_{з.э}} Q_{заб i}.$$

Производительность отвальной подсистемы при $N_{о.э}$ в отвальных экскаваторах определяют исходя из среднего для $N_{з.э}$ забойных экскаваторов времени пребывания поезда на участке забой — станция:

$$T_{заб.ср} = \frac{1}{N_{з.э}} \sum_{i=1}^{N_{з.э}} (t_{погр i} + t_{дв i}).$$

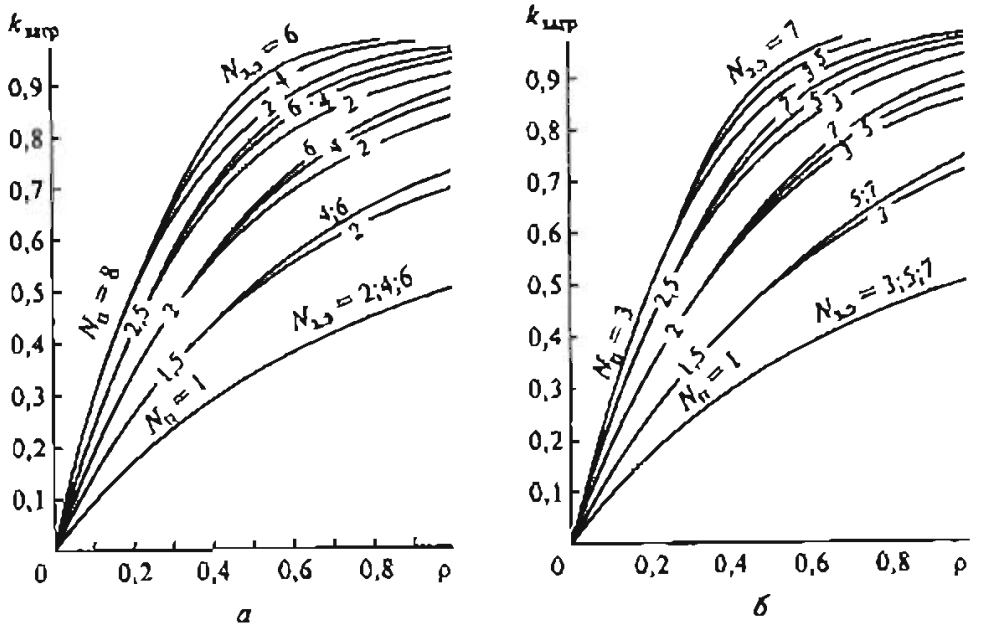


Рис. 14.11. Графики для определения коэффициента загруженности в технологической схеме в зависимости от приведенной интенсивности ρ, числа экскаваторов $N_{э,э}$ и локомотивосоставов $N_п$:

а — для $N_{э,э}$ = 2; 4; 6; *б* — для $N_{э,э}$ = 3; 5; 7

Время рейса поезда к каждому отвальному экскаватору

$$T_{рейс.oj} = T_{заб.ср} + t_{дв.oj} + t_{разг},$$

где $t_{дв.oj}$ — время движения от станции до j-го отвального тупика и обратно; $t_{разг}$ — время разгрузки состава.

Определяют интенсивность процессов:

• подхода поезда на отвальный тупик

$$\lambda_j = \frac{1}{T_{рейс.oj} + t_{разг}};$$

• приема породы

если $t_{обм\,j} \geq t_{укл}$, то $\mu_j = t_{укл}^{-1}$,

если $t_{обм\,j} < t_{укл}$, то $\mu_j = t_{обм\,j}^{-1}$,

где $t_{обм\,j}$ и $t_{укл}$ — соответственно время обмена поезда у отвального экскаватора и время укладки породы экскаватором;

• приведенную интенсивность

$$\rho_j = \lambda_j/\mu_j.$$

На отвале $N_п$ поездов распределяются пропорционально приемной способности тупиков, т.е. пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$. По значениям $N_п$ и ρ_j по номограмме (см. рис. 13.6) определяют коэффициент загруженности отвального экскаватора $k_{загр\,j}$, а затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{oj} = \frac{T_{см}}{\mu_j} V_п k_{загр\,j}$$

и производительность отвальной подсистемы комплекса

$$Q_о = \sum_{j=1}^{N_{о}} Q_{оj}.$$

Производительность комплекса $Q_к$ в технологической схеме равна наименьшему из значений $Q_{загр}$ и $Q_о$. Средняя производительность поезда равна $Q_к/\Sigma Q_п$.

Если определяется производительность комплекса при числе поездов, отличном от $N_п$, то при определении $t_{загр j}$ число поездов следует разделить пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$, т.е. пропорционально производительности экскаваторов.

При условии $N \geq N_п$ образуется очередь поездов, направляемых к каждому экскаватору, среднее число поездов в очереди за смену

$$N_{оj} = \frac{k_{загр}(1-1/\rho)}{N_{зз}}.$$

Годовая производительность, м^3, экскаватора в комплексе

$$Q_г = \frac{Q_{см} n(T_м - t_{р.м})(T_г - t_{р.г}) k_{г.с}}{1 + n(T_в + T_{вос})/T_б + n(T_м - t_{р.м})T_{ком}/T_з},$$

где $Q_{см}$ — сменная производительность экскаватора, м^3/см, $T_{ком}$ — время для перемещения транспортных коммуникаций, ЛЭП после отработки экскаваторной заходки, мес; $T_з$ — время отработки заходки, см; $k_{г.с}$ — коэффициент готовности системы.

Произведение $n(T_м - t_{р.м})(T_г - t_{р.г})$ представляет собой число рабочих смен за год и регламентируется отраслевыми нормами.

Коэффициент готовности, определяемый технологической схемой, в общем случае вычисляется достаточно сложно. Приближенное значение его можно получить, рассматривая три последовательно соединенных элемента — забойный экскаватор, транспортные коммуникации и подвижной состав, отвал соответственно с коэффициентами готовности $k_{г.э}$, $k_{г.т}$, $k_{г.о}$:

$$k_{г.с} = \frac{1}{\frac{1}{k_{г.э}} + \frac{1}{k_{г.т}} + \frac{1}{k_{г.о}} - 2}.$$

При разработке скальных пород значения коэффициента готовности забойных экскаваторов 0,82—0,87, отвальных — 0,85—0,9; при разработке полускальных и мягких пород — соответственно 0,87—0,9 и 0,9—0,95. Коэффициент готовности транспортных коммуникаций и подвижного состава находится в широких пределах — 0,83—0,95.

14.5. Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия

Комплексы непрерывного действия включают роторные и цепные экскаваторы, конвейеры, транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи, гидромеханизированные установки.

Распространены технологические схемы с самоходными установками, в которых для перемещения горных пород поперек добычного фронта использованы конвейеры, консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты. Технологическая схема представлена, как правило, двумя последовательно соединенными элементами — «экскаватор — отвалообразователь» или «экскаватор — транспортно-отвальный мост».

Для перемещения вскрышных пород вдоль фронта по периметру карьера на внутренние отвалы, при подъеме на дневную поверхность, а также для подъема и перемещения полезного ископаемого могут быть использованы конвейеры и машины для перегрузки и отвалообразования. Выемка и погрузка предусматриваются экскаваторами непрерывного действия или одноковшовыми экскаваторами с использованием бункеров и дробилок. Технологические схемы представляют собой последовательное однолинейное соединение машин и установок или сходящиеся линии с общим магистральным участком.

Технологические схемы разработки транспортно-отвальными комплексами

При наличии горно-технических условий, позволяющих применять транспортно-отвальные комплексы, целесообразно ориентироваться на использование транспортно-отвальных мостов малых и средних размеров.

Характеристика типовых транспортно-отвальных мостов фирмы «Лауххаммер» (Германия)

Транспортно-отвальный мост . . .	Ф-34	Ф-45	Ф-60
Длина основного пролета, м . . .	180 ± 6	225 ± 7,5	272 ± 13
Длина отвальной консоли, м. . . .	94	125	192
Высота отсыпки, м	34	45	60
Скорость конвейерной ленты, м/с	8,5	9,05	10
Тип многочерпаковых цепных экскаваторов	DS-1120	DS-1600; DS-3150	DS-3150, DS-1600; DS-3150
Число экскаваторов	2	2 + 2	3 + 2
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, м³/ч	8700	14400—16660	25600

Применение мостов эффективно для разработки месторождений с большими запасами и периодом их отработки, соизмеримым со сроком службы моста.

Практикой открытых горных работ доказана предпочтительность применения транспортно-отвальных комплексов с консольными отвалообразователями.

Расчет мощности вскрыши, отрабатываемой транспортно-отвальным мостом или комплексом с консольным отвалообразователем, проводят по аналогии с расчетом простой бестранспортной схемы (перевалка драглайном) из условия согласования объемов вскрыши и пород во внутреннем отвале.

Годовую производительность транспортно-отвальных комплексов определяют с учетом регламентированных простоев машин, времени на выполнение

вспомогательных работ при врезке в новую заходку и коэффициента готовности машины, которая имеет наименьшее по сравнению с другими значение $Q_{см}$,

$$Q_г = \frac{Q_{см} n (T_м - t_{р.м})(T_г - t_{р.г}) k_{г.к}}{1 + T_{вр} / T_з},$$

где $T_{вр}$ — время, затрачиваемое на врезку в новую заходку; $T_з$ — время, затрачиваемое на отработку породы в объеме $V_{заг}$, $T_з = V_{заг}/Q_{см}$.

Коэффициент готовности комплекса с последовательной структурой при числе машин n и коэффициенте готовности каждой машины $k_{гi}$ определяют по формуле

$$k_{г.к} = \frac{1}{1 - n + \sum_{1}^{n} \frac{1}{k_{гi}}}. \qquad (14.2)$$

Коэффициент готовности транспортно-отвальных комплексов составляет 0,8—0,85.

Технологические схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом

Схемы с конвейерным транспортом применяют при перемещении вскрышных пород во внутренние и внешние отвалы, а также для перемещения полезного ископаемого.

Эффективность комплексов машин непрерывного действия повышается с ростом их производительности.

При применении на добычных работах технологических схем с использованием одноковшовых экскаваторов погрузку на конвейер производят через бункер вместимостью 2—4 ковша экскаватора. Бункера можно оснащать питателями и грохотами

При разработке полускальных и скальных пород погрузка экскаватором предусматривается в самоходные дробильные агрегаты. Для уменьшения числа передвижек забойного конвейера, а также предохранения его при взрывных работах между дробильным агрегатом и конвейером можно устанавливать самоходный перегружатель.

Коэффициент готовности комплекса при схеме с последовательной однолинейной структурой определяется по формуле (14.2).

Годовую производительность комплекса машин при схеме из m сходящихся ветвей, в каждой из которых n последовательно соединенных элементов (экскаватор, перегружатель, конвейеры и др.), и одной объединенной ветви из r последовательно соединенных элементов рассчитывают в следующем порядке:

- устанавливают интенсивность грузопотока каждой ветви по машине с наименьшей производительностью Q и коэффициент готовности машин в ветви как для последовательно соединенных элементов $k_{гj}$;
- аналогично устанавливают коэффициент готовности машин в объединенной ветви $k_{г.об}$;
- определяют коэффициент готовности для каждой пары — j-я сходящаяся ветвь и объединенная ветвь

$$k_{т.кj} = \frac{1}{\frac{1}{k_{тj}} + \frac{1}{k_{т.об}}}.$$

Производительность комплекса машин равна сумме грузопотоков всех ветвей с учетом $k_{т.кj}$

$$Q_т = \sum_{j}^{m} Q_j k_{т.кj}.$$

В зависимости от структуры технологической схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом, числа машин и их надежности значения $k_{т.кj}$ колеблются в широких пределах — от 0,65 до 0,85.

14.6. Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом

Увеличение глубины карьера и связанное с этим возрастание дальности транспортирования пород и сокращение размеров рабочей зоны являются основными факторами, определяющими необходимость применения комбинированного транспорта — последовательного использования двух или нескольких видов транспорта с промежуточной перегрузкой горных пород, направленного на создание условий наиболее эффективной эксплуатации каждого из них.

Широкое распространение имеют сочетания автомобильно-железнодорожного и автомобильно-конвейерного видов транспорта, при которых автомобильный транспорт используют в качестве забойного, а железнодорожный и конвейерный — в качестве подъемного и магистрального.

Создание промежуточного склада горных пород определяет относительную независимость работы экскаваторно-автомобильной (забойной) подсистемы и подсистемы подъемного и магистрального транспорта, что увеличивает использование оборудования во времени, а также делает возможным усреднение качества полезного ископаемого

Технологические схемы разработки автомобильно-железнодорожными комплексами

Автомобильно-железнодорожные комплексы представляют собой последовательное соединение экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов с разгрузкой автосамосвалов на перегрузочном пункте внутри карьера с последующей экскаваторной погрузкой в думпкары.

За счет этого сокращается дальность транспортирования автотранспортом, исключается использование забойных железнодорожных путей, перегрузочный пункт с аккумулирующим складом обеспечивает независимость работы автомобильной и железнодорожной подсистем.

Глубина размещения перегрузочного пункта $h_{п.п}$ зависит от глубины карьера $H_к$ и транспортной схемы и характеризуется относительным показателем глубины ввода, %, железнодорожного транспорта $k_{т.в} = 100h_{п.п}/H_к$.

По мере развития горных работ перегрузочные пункты перемещают на более глубокие горизонты, так чтобы дальность перевозок автотранспортом не превы-

шала 1,2—1,5 км. Технологические схемы используют при разработке вскрышных пород и руд. В последнем случае склад выполняет усреднительные функции (коэффициент усреднения составляет 1,25—1,35).

Постоянство расположения склада в течение 2—5 лет и более, а также близость обменного пункта к складу создают условия высокопроизводительной работы экскаваторов на перегрузке.

Годовая производительность экскаваторов на перегрузочных пунктах на 1 м^3 вместимости ковша в 1,4 раза выше, чем в забоях.

При большой мощности грузопотоков организуют склады с двусторонней погрузкой экскаваторами в средства железнодорожного транспорта.

Длина площадки, необходимой для размещения перегрузочного пункта,

$$l_{п.п} = 2l_{пл} + L_{скл} + l_{ст},$$

где $l_{пл}$, $L_{скл}$ и $l_{ст}$ — длина соответственно поезда, склада и стрелочной зоны.

Неотгружаемая часть породы на складе — «пассивный объем» $V_{пас}$ — определяется параметрами автосамосвала,

$$V_{пас} = 2(b_д + R + l_а) + Z,$$

где $b_д$, R, $l_а$, Z — соответственно ширина проезжей части дороги, радиус поворота автосамосвала, длина автосамосвала, ширина предохранительной бермы.

Ширину отгружаемой части склада $b_{скл}$ определяют с учетом радиуса черпания экскаватора на уровне его стояния. Ширина склада при двусторонней погрузке

$$B_{скл} = V_{пас} + b_{скл} + 2H_{скл}\operatorname{ctg}\alpha_р,$$

где $H_{скл}$ — высота склада, обычно $H_{скл} = 7 \div 10$ м; $\alpha_р$ — угол откоса, градус.

Ширина площадки для размещения склада должна составлять 70—120 м. Вместимость склада целесообразно принимать равной 10—15-суточному расходу грузопотока, она колеблется от 100 до 500 тыс. м^3.

С целью уменьшения ширины площадок уступов, а также исключения экскаваторов на перегрузке можно предусматривать создание перегрузочных пунктов с бункерами. При вместимости бункера, равной вместимости думпкаров локомотивосостава, возникает жесткая связь по времени между периодом наполнения бункера (работа экскаваторно-автомобильной подсистемы) и подходом поездов под погрузку, что приводит к снижению производительности всей системы. Для выравнивания неравномерности потоков вместимость бункера должна в 1,5—1,7 раза превышать вместимость думпкаров локомотивосостава.

Технологическая схема разработки комплексами с комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом представляет собой последовательное соединение двух относительно независимых подсистем, сменная и суточная производительность которых не зависит одна от другой благодаря наличию аккумулирующего склада горной породы.

Годовая производительность определяется для автомобильной подсистемы с параллельно работающими на один перегрузочный пункт экскаваторно-автомобильными комплексами $Q_а = \sum_1^n Q_{а,кi}$ и для железнодорожной подсистемы — $Q_ж$; годовая производительность системы равна наименьшему из двух значений $Q_а$ и $Q_ж$.

Технологические схемы разработки автомобильно-конвейерными и железнодорожно-конвейерными комплексами

Автомобильно-конвейерные и железнодорожно-конвейерные комплексы представляют собой последовательно соединенные экскаваторно-автомобильные или экскаваторно-железнодорожные комплексы с системой ленточных конвейеров и устройств, перегрузочных пунктов с дробилками или грохотами, промежуточных складов, отвалообразователей. Технологию открытых горных работ, при которой используют выемочно-погрузочное оборудование циклического действия и поточный (конвейерный) транспорт, называют циклично-поточной технологией (ЦПТ). Транспортная схема ЦПТ может состоять только из конвейерного транспорта или из комбинации колесного и конвейерного транспорта. Применение технологических схем с такими комплексами упрощает транспортную схему, сокращает дальность транспортирования горной массы в пределах карьера за счет угла наклона конвейерной трассы 12—16°, а также автотранспортом.

Перегрузочные пункты оборудуют приемными бункерами, питателями, дробилками для получения кусков размером до 500 мм.

При разработке пород I и II категорий по трещиноватости дробилки обычно не используют.

Конвейерные линии целесообразно размещать в конечном или полустационарном положении на борту карьера или в наклонных стволах, находящихся за пределами контура карьера, и в квершлагах. По мере развития горных работ конвейерные линии удлиняются, перегрузочные пункты переносятся на нижние горизонты. При использовании традиционного дробильного оборудования перегрузочные пункты стационарны и перемещение их весьма затруднительно. Кроме того, значительные сроки строительства стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) приводят к тому, что ко времени ввода ЦПТ в эксплуатацию уровень проведения горных работ становится настолько ниже горизонта установки ДПП, что подъем горной массы на концентрационный горизонт к бункерам дробилок составляет 60—100 м, а дальность транспортирования с нижних горизонтов, как правило, уже превышает 2 км.

При сравнительно небольшой вместимости бункеров (100— 200 м^3) приемных пунктов достижение проектной производительности конвейеров ограничивается неравномерностью работы экскаваторно-автомобильной подсистемы, особенно при разработке сложноструктурных залежей.

В настоящее время накоплен определенный опыт применения в ЦПТ технологических схем с самоходными дробильными агрегатами (СДА) и передвижными дробильно-перегрузочными комплексами (ПДПК), что повышает гибкость и мобильность технологической схемы, существенно сокращает время и затраты на перенос ПДПК.

Производительность карьеров при этом изменяется в пределах от 5 до 37 млн т/год. Погрузка горной массы осуществляется экскаваторами с ковшами вместимостью 3,4—12,2 м^3 в автосамосвалы грузоподъемностью 50—170 т.

Схему ЦПТ с ПДПК можно применять как для транспортирования пород вскрыши, так и полезного ископаемого. При работе на один магистральный конвейер нескольких ПДПК повышается степень усреднения полезного ископаемого.

Кроме того, применение в карьере нескольких ПДПК позволяет рассредоточить грузопотоки автомобильного транспорта на несколько концентрационных горизонтов, сократить дальность транспортирования горной массы до них в связи с периодическим переносом ПДПК на нижележащие горизонты.

При проектировании реконструкции карьера большой производительности полный переход на ЦПТ вызывает значительные трудности даже при использовании самых высокопроизводительных ПДПК. Наиболее целесообразен полный переход на ЦПТ на глубоких карьерах малой и средней производительности.

При проектировании ЦПТ на новом карьере особое внимание должно быть обращено на обеспечение ритмичности работы технологической схемы. Применение схемы с одним ПДПК даже при условии, что его производительность достаточна для обеспечения производительности карьера, нецелесообразно из-за возможности прерывания грузопотока в случае остановки одного из элементов схемы.

Резервирование одного ПДПК можно производить путем установки нескольких ПДПК меньшей производительности на параллельную работу или с помощью других технических средств, обеспечивающих поддержание грузопотока. Стабильная работа обеспечивается тремя ПДПК в карьере.

Верхняя граница допустимого числа ПДПК, приходящихся на один магистральный подъемный конвейер, определяется исходя из условия рациональной загрузки ленточного конвейера не более чем в трех точках. Таким образом, на каждый передаточный конвейер должно приходиться не более трех ПДПК и на каждый магистральный конвейер не более трех передаточных конвейеров, что в итоге определяет максимальное число комплексов на один магистральный конвейер.

Максимальное рациональное количество ПДПК определяется исходя из следующего условия. Глубина, на которую можно опустить в карьер ленточный конвейер длиной 500—700 м под углом 16°, составляет 150—200 м. При использовании ПДПК магистральный подъемный конвейер целесообразно вводить в эксплуатацию очередями. Минимальное расстояние транспортирования сборочному транспорту обеспечивается при соответствующем удлинении магистрального подъемного конвейера сразу после постановки в нерабочее положение двух нижележащих уступов и размещения на них концентрационного горизонта и горизонта установки ПДПК. Ниже приведены данные по расчету максимального числа концентрационных горизонтов и соответственно ПДПК при вводе в эксплуатацию магистрального конвейерного подъемника на глубину 150, 100 и 50 м.

Шаг понижения конвейерного подъемника по вертикали, м . . .	150	150	150	100	100	100	50	50	50
Высота уступа, м	10	15	20	10	15	20	10	15	20
Число уступов	15	10	7	10	6	5	5	3	2
Число концентрационных горизонтов:									
с одной стороны (N)	7	5	3	5	3	2	2	1	1
всего ($N + 1$)	8	6	4	6	4	3	3	2	2
Число ПДПК:									
при одном комплексе на горизонте .	16	12	8	12	8	6	6	4	4
при трех комплексах	24	18	12	18	12	9	9	6	6

Концентрационные горизонты можно размещать на временных целиках у магистрального конвейера со стороны рабочей зоны карьера. После переноса ПДПК на нижележащие горизонты временные целики срабатываются. Размещение концентрационных горизонтов с противоположной стороны требует дополнительного разноса нерабочего борта. На одном из нижних горизонтов, вскрытых крутой траншеей с конвейерным подъемником, возможно размещение ПДПК с двух сторон на временных целиках.

Число ПДПК, возможное для установки на концентрационных горизонтах, ограничивается производительностью магистрального конвейера.

Перестановка ПДПК на новый концентрационный горизонт занимает одну-две недели, включая и демонтаж, что дает возможность приблизить перегрузочные пункты к забоям.

В составе технологических комплексов применяют установки, обеспечивающие подачу на конвейер материала заданной кусковатости.

Дробильно-перегрузочные установки или агрегаты (ДПУ и ДПА) имеют в своем составе накопительную емкость, дробилку или грохот, устройства для непрерывной подачи материала на ленточный конвейер.

Накопительная емкость обычно представляет собой бункер, в который загружают горную массу с помощью экскаватора или транспортного средства. Исходя из необходимости обеспечения независимости работы дробильных установок и загрузочных механизмов вместимость бункера должна быть не менее 2—3-кратного объема загрузочного механизма (ковша экскаватора, кузова автосамосвала, думпкара).

В дробильно-перегрузочных системах используют дробилки различных типов, сравнительная оценка которых приведена в табл. 14.3.

Таблица 14.3

Сравнительная оценка основных типов дробилок

Дробилка	Преимущества	Недостатки
Конусная крупного дробления, тип ККД	Высокая производительность. Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до $f = 20$). Возможность работы из-под завала	Значительные размеры по высоте. Значительные инерционные нагрузки на фундамент. Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций. Неравномерность выдачи дробленого материала
Щековая, тип ЩДП (СМД)	Относительно небольшие размеры по высоте. Возможность дробления кусков увеличенных размеров (до 2—2,5 м). Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до $f = 20$)	Относительно небольшая производительность. Большая удельная масса (на единицу производительности). Значительные инерционные нагрузки на фундамент. Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций
Конусно-валковая крупного дробления, тип КВКД	Высокая производительность. Возможность дробления весьма крепких пород и руд (до $f = 20$). Относительно небольшие размеры по высоте. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций. Возможность защтыбовки при попадании негабаритных кусков

Дробилка	Преимущества	Недостатки
Роторная (попутного вращения)	Весьма высокая производительность. Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала. Малые размеры по высоте. Малая удельная масса (на единицу производительности). Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до $f = 10 \div 12$). Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков
Роторная (встречного вращения), тип ДРК	Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала. Малые размеры по высоте. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до $f = 10 \div 12$). Относительно небольшая производительность
Роторная (выборочного дробления на встречном вращении) в комплекте с дисковым грохотом-питателем, тип ДРКГ	Меньшая по сравнению с другими типами чувствительность к влажности дробимого материала. Малые размеры по высоте. Относительно высокая производительность. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до $f = 10 \div 12$)
Двухвалковая	Малые размеры по высоте. Относительно высокая производительность. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до $f = 10 \div 12$). Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков

Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления (ККД), щековых (ШДП) и роторных встречного дробления (ДРК) приведены в табл. 14.4.

Двухвалковые дробилки повышенной (до 2000—2500 м^3/ч) производительности можно применять как для стационарных, так и передвижных установок.

Принципиально новыми типами дробилок, созданными специально для дробильно-перегрузочных установок и агрегатов, являются конусно-валковая крупного дробления типа КВКД, роторная попутного вращения и роторная встречного вращения в комплекте с дисковым грохотом-питателем.

Техническая характеристика дробилок типа КВКД

Дробилка	КВКД-1450/180	КВКД-1800/250 (проект)
Производительность, м^3/ч	2000	3000
Размеры приемного отверстия дробилки, мм	1450 × 2200	1800 × 3200
Ширина разгрузочной щели, мм	180	250
Крепость дробимых пород (по шкале проф М.М. Протодьяконова)	До 20	До 20
Мощность привода дробилки, кВт	500	500
Масса дробилки, т	340	600

Роторные дробилки попутного вращения, имеющие производительность 6000—8000 м³/ч, применяют на роторных экскаваторах для дробления крупных кусков угля. Их недостатком помимо ограничений по крепости пород является необходимость остановки дробилки для ликвидации трудноустранимого завала при попадании крупных труднодробимых кусков породы. Для устранения этого недостатка можно применять однороторную дробилку выборочного дробления на встречном вращении (дробилку встречного вращения) в комплекте с дисковым грохотом-питателем.

Таблица 14.4

Техническая характеристика отдельных типов дробилок, применяемых для стационарных установок

Показатель	Значение показателя			
Тип дробилки	Конусная ККД 1500 × 180	Щековая ЩДП 15 × 21	Щековая ЩДП 21 × 25	Конусно-валковая КВКД 1200 × 200
Производительность, м³/ч	2300	550	800	2500
Ширина приемного отверстия, мм	1500	1500	2100	1450
Крупность продуктов дробления, мм	0—360	0—360	0—500	0—400
Масса дробилки, т	420	260	470	340
Место установки	ГОКи Кривого Рога	Оленегорский, Ковдорский ГОКи	Проект разреза «Бачатский»	СевГОК, Навоийский ГМК
Производитель	УЗТМ	«Волгоцеммаш»	НКМЗ	США

Окончание табл. 14.4

Показатель	Значение показателя			
Тип дробилки	Конусная	Конусная	Щековая	Щековая
Производительность, м³/ч	2850	2350	600	1000
Ширина приемного отверстия, мм	1525	1830	1700	1670
Крупность продуктов дробления, мм	0—300	0—300	0—400	0—350
Масса дробилки, т	580	585	294	177
Место установки	—	—	—	—
Производитель	ФРГ		Великобритания	

Конструктивное исполнение устройств непрерывной подачи материала на ленточные конвейеры определяется типами дробильно-перегрузочной установки и применяемой дробилки. Эти устройства могут включать в себя питатель (промежуточный конвейер) и разгрузочную консоль или производить непосредственную погрузку горной массы от дробилки на ленточный конвейер (установки и агрегаты седельного типа).

Таблица 14.5

Техническая характеристика самоходных дробильных агрегатов

Показатель	Значение показателя									
Тип агрегата	СДА-1000*	СДА-3*	АД-2*	ДПА-2000	СДПА-2000 (проект)	—	—	—	—	—
Производительность, м³/ч	500	500	325	2000—2500	2000	1350	1500	1500	1650	2500
Тип дробилки	Роторная ДРК 20 × 16	Щековая ЩДП 12 × 15	Роторная ДРК 20 × 16	Конусно-валковая 1200/200	Роторная	Конусная				Роторная
Ширина приемного отверстия, мм	1400	1200	1400	1450	2000	1370	1370	1070	1880	Нд
Крупность продуктов дробления, мм	0—300	0—300	0—300	0—400	0—300	0—300	0—300	0—300	0—300	0—300
Тип ходового оборудования	Гусеничный					Шагающий		Пневмоколесный	Шагающий	Гусеничный
Масса агрегата, т	520	720	185	1600	1500	850	1100	760	1050	Нд
Производитель	Ижорский завод	Донецкий машиностроительный завод	ДонНИГРИ	Ново-Краматорский завод		«Везерхютте», ФРГ		«Крупп», ФРГ	«Оренштейн-Коппель», ФРГ	

*Опытно-промышленные образцы.

В зависимости от схемы работы и места установки дробильно-перегрузочные установки подразделяют на самоходные, полустационарные (передвижные, переносные) и стационарные.

Самоходные дробильно-перегрузочные агрегаты (СДПА) применяют в технологических схемах при полной конвейеризации транспорта, их располагают в забое между экскаватором и конвейером. Агрегаты перемещаются вдоль фронта работ по мере продвижения экскаватора. Такие агрегаты обычно загружают с помощью одноковшовых экскаваторов типа «прямая» или «обратная» лопата. В последнее время появился опыт, позволяющий предусматривать загрузку СДПА драглайнами, особенно при оснащении их устройствами прицельной погрузки.

Агрегаты, располагаемые сбоку забойного конвейера, имеют либо поворотную, либо неповоротную разгрузочную консоль. Верхнюю часть агрегата с приемным бункером и дробилкой выполняют как поворотной, так и неповоротной относительно ходовой части.

Имеются конструктивные схемы самоходных агрегатов (например, ДПА-2000, табл. 14.5) седельного типа с расположением дробилки непосредственно над конвейером.

На самоходных агрегатах устанавливают дробилки с относительно небольшими габаритами по высоте и массой, не требующие мощных фундаментов. Этим требованиям в большей степени отвечают валковые и роторные дробилки, а также конусно-валковые крупного дробления.

Для самоходного дробильно-перегрузочного агрегата СДПА-2000 предусмотрена комбинированная установка пластинчатого и ленточного питателей и роторной дробилки в комплекте с дисковым питателем. Возможна модификация агрегата с установкой конусно-валковой дробилки типа КВКД

Применение самоходных дробильных агрегатов обусловливает жесткую технологическую зависимость между оборудованием в комплексе экскаватор — дробилка и перенасыщенность интенсивно развивающейся рабочей зоны карьера забойными конвейерами.

Полустационарные (передвижные) дробильно-перегрузочные установки (ПДПУ) применяют для приема горной массы от автомобильного или железнодорожного транспорта, ее дробление и погрузку на магистральные ленточные конвейеры. Располагают ПДПУ, как правило, на нерабочем борту карьера.

По мере развития горных работ должно быть предусмотрено периодическое, с интервалом от нескольких месяцев до нескольких лет, перемещение ПДПУ на новое место.

Имеются проекты передвижных дробильно-перегрузочных комплексов на базе серийно выпускаемых конусных и щековых дробилок с установкой их на бетонные фундаменты. Технические характеристики двух типов комплексов приведены ниже.

Передвижные комплексы	ПДПК-600	ПДПК-2000
Дробильный модуль		
Дробилка	СМД-117 (ШДП-15 × 21) (ВНИПИРудмаш)	
Ширина приемной щели, мм	1500	1500
Ширина выходного отверстия, мм	180	200
Наибольший размер кусков питания, мм	1300	1200
Производительность:		

м³/ч	600	2000
т/ч	1200	4000
Мощность привода, кВт	Н.д.	400
Габариты дробильного модуля, м	13 × 9 × 11	20,5 × 16,5 × 13,5
Масса в рабочем состоянии, т	—	410
Консольный кран на платформе		
Грузоподъемность, м	Н.д.	80
Вылет стрелы, м	—	16,5
Масса, т	—	120
Модуль бункера		
Вместимость, м³	130	1000
Габариты, м	12 × 9,5	16 × 16 × 6
Масса, м	Н.д.	400
Модуль переносного пластинчатого питателя		
Ширина полотна питателя, м	2,4	2,4
Производительность:		
м³/ч	600	2000
т/ч	1200	4000
Длина, м	15	20,5
Угол наклона питателя, градус	Н.д.	12
Скорость полотна питателя, м/с	Н.д.	0,2
Масса, т	Н.д.	180—200
Мощность привода, кВт	150	150

Технические данные передвижных дробильных установок фирмы «Крупп» (Германия) приведены в табл. 14.6.

На Ново-Краматорском машиностроительном заводе (Украина) изготовлены для карьеров по добыче алмазов в Якутии передвижные ДПУ (рис. 14.12). При необходимости эти установки оснащают дробилками типа КВКД.

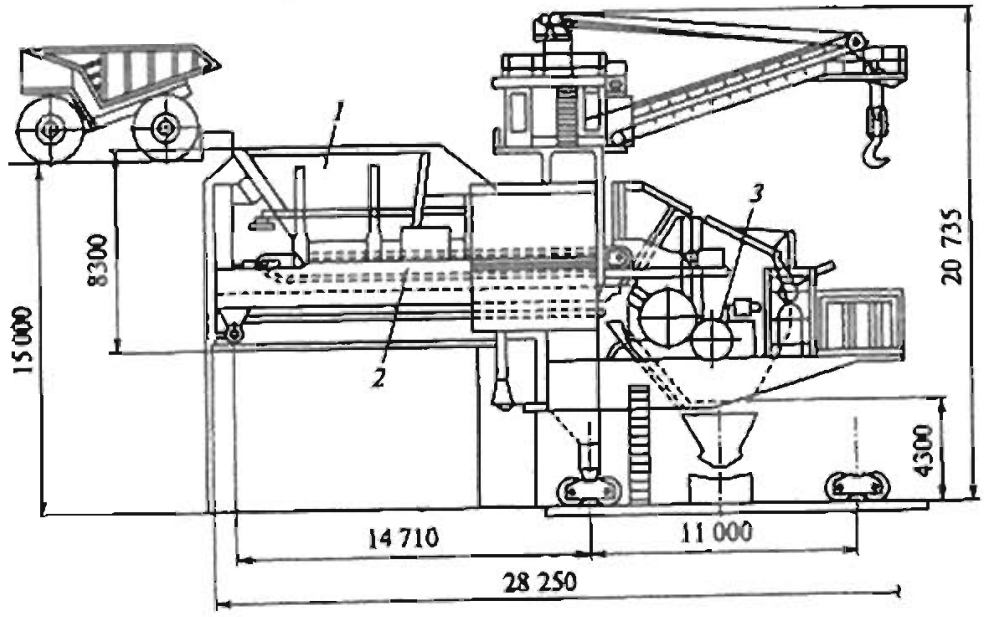


Рис. 14.12. Конструктивная схема передвижной дробильно-перегрузочной установки ДПУ-2500Р:

1 — приемный бункер; *2* — пластинчатый питатель; *3* — дробилка типа ДРКГ

Таблица 14.6

Техническая характеристика передвижных дробильных установок фирмы «Крупп»

Показатель	Значение показателя									
Производительность: по массе, т/ч	6000	3600	3600	6000	6600	3300	6700	9600	4500	5000
объемная, $м^3/ч$	3000	1800	1800	3000	3300	1650	3350	4800	2250	2500
Тип горных пород	Выветрелые скальные породы	Вскрышные породы	Медная руда	Железная руда	Медная руда	Железная руда	Медная руда	Золотая руда	Медная руда	
Тип дробилки	Конусная	Двухвалковая	Конусная	Роторная	Конусная					
Мощность привода дробилки, кВт	2 × 450	2 × 400	370	300	515	185	515	900	515	260
Максимальный размер кусков, мм	2000	1500	1500	1500	2000	1200	2000	1800	2000	1000
Крупность дробленой горной массы, мм	0—250	0—400	0—200	0—300	0—300	0—200	0—300	0—350	0—300	0—300
Вместимость накопительного бункера, $м^3$	170	150	180	750	340	185	400	400	400	200
Масса установки, т	2390	430	900	1100	1450	780	1450	2500	1450	550
Место установки	Южная Африка	Таиланд (три установки)	Канада	Австралия	Канада (три установки)	Австралия	США (две установки)	Чили	США	Чили

Техническая характеристика передвижных дробильно-перегрузочных установок Ново-Краматорского машзавода

Типоразмер установки	ДПУ-2000К	ДПУ-2500Р
Тип дробилки	Конусно-валковая КВКД	Роторная ДРКГ
Расчетная производительность, м³/ч	2000	2500
Размеры приемного отверстия дробилки, мм	1450 × 2200	2000 × 2200
Крупность дробленой массы, мм	360	300
Крепость дробимых пород (по шкале проф. М.М. Протодьяконова)	До 20	До 10
Мощность привода дробилки, кВт	500	500
Вместимость приемного бункера, м³	160	160
Масса установки, т	1100	1040

В стационарных ДПУ особенно при разработке крепких скальных пород находят преимущественное применение щековые и конусные дробилки крупного дробления типов ШДП и ККД (см. табл. 14.6).

Применение ЦПТ со стационарными ДПП показало, что они не отвечают условиям ведения горных работ в глубоких карьерах. Для строительства ДПП необходимо создание на бортах карьеров специальных площадок и котлованов для размещения зданий с дробильным оборудованием, что увеличивает объемы выемки вскрышных пород при постановке борта карьера в конечное положение (для первой очереди ЦПТ дополнительный объем составляет 3—5 млн м³ в зависимости от глубины расположения первого концентрационного горизонта). На выполнение горных и строительно-монтажных работ требуется 3—4 года. В результате этого в связи с понижением горных работ за период подготовки борта и строительства ДПП дальность транспортирования автотранспортом увеличивается до предельно допустимых значений. Шаг переноса стационарного ДПП на нижележащий горизонт обычно составляет 90—140 м по вертикали.

Все типы ДПУ и ДПА обычно оснащают устройствами для разбивания или удаления негабаритных кусков породы при их попадании на питатель или в приемную часть дробилки.

На ближайшую перспективу применительно к производству вскрышных работ могут быть рекомендованы технологические схемы с использованием самоходных, а в случае невозможности их применения — передвижных дробильно-перегрузочных агрегатов и установок производительностью 1500—2500 м³/ч. Выбор типа дробилки должен определяться характером разрабатываемых пород и качеством буровзрывной подготовки. Целесообразны для рассматриваемых систем двухвалковые дробилки, роторные дробилки с дисковыми грохотами-питателями и конусно-валковые дробилки крупного дробления. Во всех случаях необходимо стремиться к рациональной концентрации грузопотоков и повышению единичной мощности конвейерных линий, а также к расположению ДПУ на возможно более близком расстоянии от забойных экскаваторов.

Эффективность работы ЦПТ в большой степени зависит от правильной комплектации экскаваторно-автомобильного звена комплекса, которое должно обеспечивать ритмичное поступление горной массы на концентрационные го-

ризонты к приемным бункерам ПДПК для создания непрерывного грузопотока конвейерным транспортом.

При выборе комплектации экскаваторно-автомобильного звена комплекса в схеме ЦПТ с ПДПК необходимо стремиться к тому, чтобы:

- дальность транспортирования горной массы автосамосвалами от забоев экскаваторов к бункерам ПДПК не превышала 1—2 км;
- вместимость бункера ПДПК соответствовала грузоподъемности автосамосвала.

При этом пропускная способность ПДПК определяется производительностью дробилки, а от грузоподъемности автосамосвала зависит ширина площадки концентрационного горизонта.

Главная особенность работы экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) в схемах ЦПТ с ПДПК заключается в том, что автотранспорт выполняет функции сборочного звена на коротких расстояниях. Это обстоятельство значительно сокращает долю времени движения автосамосвалов в транспортном цикле и увеличивает долю простоев при погрузке. Сохранение высокой производительности автотранспорта при этих условиях возможно только за счет сокращения простоев автосамосвалов при погрузке, что может быть достигнуто при соответствующем сочетании грузоподъемности автосамосвала и вместимости ковша экскаватора.

Рекомендуемые сочетания экскаваторов с автосамосвалами при расстоянии транспортирования 1—2 км:

Экскаваторы.	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-20А
	ЭГ-6	ЭКГ-8И	ЭКГ-15	ЭГ-20
	ЭГО-4	ЭГ-10	ЭГ-15	
	ЭГО-6	ЭГО-8	ЭГО-14	
Автосамосвалы* . . .	БелАЗ-7523 (42 т)	БелАЗ-7509 (75 т)	БелАЗ-7519 (110 т)	БелАЗ-7521 (180 т)

*Можно применять автосамосвалы с аналогичными характеристиками зарубежного производства.

Технологическую связь экскаватора с автосамосвалом иногда выражают соотношением вместимостей кузова автосамосвала $V_а$ и ковша экскаватора E:

$$\mu_о = \frac{V_а}{E}$$

и соотношением грузоподъемности автосамосвала $q_а$ и расчетной массы горной породы в ковше экскаватора $q_э$:

$$\mu_в = \frac{q_а}{q_э}.$$

В соответствии с Нормами технологического проектирования при погрузке горной массы в автомобильный транспорт $\mu_о$ рекомендуется принимать от 3 до 5. По расчетам для экскаватора с ковшом вместимостью 8 м^3 при расстоянии транспортирования автосамосвалами от 1 до 6 км $\mu_о$ изменяется от 5 до 9, а $\mu_в$ — от 7 до 11.

При расстоянии транспортирования от 1 до 4 км рациональным считается $\mu_о = 4 \div 6$. При поэтапном переносе ПДПК по мере понижения горных работ расстояние транспортирования автосамосвалами постоянно будет поддерживаться на уровне 1—2 км, а в соответствии с этим рекомендуется принимать $\mu_в = 4 \div 5$.

Требуемую грузоподъемность, т, автосамосвала в зависимости от вместимости ковша экскаватора определяют по формуле

$$q_а = E\gamma K_н \mu_о,$$

где γ — плотность горной массы, т/м^3; $K_н$ — коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Расчетная производительность экскаватора $Q_э$, т/ч, при работе с автотранспортом зависит от интенсивности замены автосамосвалов, загружаемых в течение 1 ч, ее определяют по формуле

$$Q_э = \frac{60(t_ц \mu_в + t_з^{-1})}{t_ц(t_ц \mu_в + t_з)} q_э K_{ис} K_{гл},$$

где $t_ц$ — продолжительность цикла экскавации горной массы в конкретных условиях, мин; $t_з$ — время замены груженого автосамосвала порожним, мин; $K_{ис}$ — коэффициент использования времени смены; $K_{гл}$ — коэффициент снижения производительности экскаваторов с глубиной карьера:

Глубина карьера, м	0—100	100—200	200—300	300—400	400
$K_{гл}$ . . .	1—0.95	0,94—0,9	0,89—0,85	0,84—0,78	0,77—0,68

Расчетную производительность автосамосвала $Q_а$, т/ч, работающего в комплекте с экскаватором, определяют по формуле

$$Q_а = \frac{60 K_{см}}{t_ц \mu_в + t_з + t_{зв} + t_{разг}} q_а k_q,$$

где $K_{см}$ — коэффициент снижения производительности автосамосвала из-за неравномерности погрузочно-транспортных работ; $t_{дв}$ — время движения автосамосвала в груженом и порожнем направлении, мин; $t_{разг}$ — время разгрузки, мин; k_q — коэффициент использования грузоподъемности.

Сменную эксплуатационную производительность, т/см, экскаваторов и автосамосвалов определяют по выражениям

$$Q_{см.э} = \frac{60 E\gamma}{t_ц} k_э K_{о.э}(T_{см} - t_{ро});$$

$$Q_{см.а} = \frac{60 E\gamma}{T_{рейс}} q_а k_q K_{о.а}(T_{см} - t_{ро}),$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м^3; γ — плотность разрабатываемых пород в целике, т/м^3; $t_ц$ — среднее время цикла экскавации, мин; $k_э$ — коэффициент экскавации; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $t_{ро}$ — время регламентированных и организационных перерывов, ч; $q_а$ — грузоподъемность автосамосвала, т; $T_{рейс}$ — среднее время рейса, мин.

Коэффициенты простоя экскаваторов $П_э$ и автосамосвалов $П_а$ при закрытом цикле определяют по статистическим зависимостям случайных величин $П_э = f(L_{тр})$ и $П_а = f(L_{тр})$, где $L_{тр}$ — расстояние перевозки горной массы автосамосвалами, км.

Влияние случайных факторов на величину простоев оборудования экскаваторно-автомобильного транспорта можно учитывать с помощью коэффициента использования экскаватора в связи с ожиданием подачи автосамосвалов под погрузку $K_{о.э}$ и коэффициента использования автосамосвалов из-за ожидания погрузки $K_{о.а}$, которые определяют по выражениям:

$$K_{о.э} = 1 - П_э;$$

$$K_{о.а} = 1 - П_э.$$

Общий коэффициент неравномерности работы экскаваторно-автомобильного транспорта можно определить по выражению

$$K_{н.эа} = K_{о.э} K_{о.а}.$$

Расчетные значения коэффициентов использования экскаваторов и автосамосвалов $K_{о.э}$, $K_{о.а}$, $K_{н.эа}$ приведены ниже.

Расстояние транспортирования, км	0,5	1	1,5	2	2,5	3
$K_{о.э}$	0,68	0,67	0,66	0,65	0,64	0,63
$K_{о.а}$	0,88	0,89	0,90	0,91	0,91	0,92
$K_{н.эа}$	0,6	0,6	0,59	0,59	0,59	0,58

Число автосамосвалов (рабочий парк), необходимых для обеспечения непрерывности грузопотока от экскаватора к ПДПК,

$$П_{р.р} = \frac{Q_{см.э}}{Q_{см.а}}$$

или

$$П_{р.р} = \frac{Eγk_э K_{о.э} T_{рейс}}{q_а k_c K_{о.э} t_ц}.$$

Продолжительность цикла экскавации, с, для экскаваторов типа механическая лопата: ЭКГ-5А — 23, ЭКГ-10 — 26, ЭКГ-12 — 26, ЭКГ-15 — 28, ЭКГ-20А — 28. Для гидравлических экскаваторов продолжительность цикла экскавации, с: ЭГ-10, ЭГО-6 — 24, ЭГ-15, ЭГО-8 — 26, ЭГ-20, ЭГО-14 — 28.

Время рейса автосамосвала, мин,

$$T_{рейс} = t_{обс} + t_{дв} + t_{разг} + Δt_п,$$

где $t_{обс}$ — время обслуживания автосамосвала экскаватором, мин; $t_{дв}$ — время движения (в грузовом и обратном направлении), мин; $t_{разг}$ — время разгрузки в бункер ПДПК, мин; $Δt_п$ — задержки в пути из-за взаимных помех транспортных средств, мин.

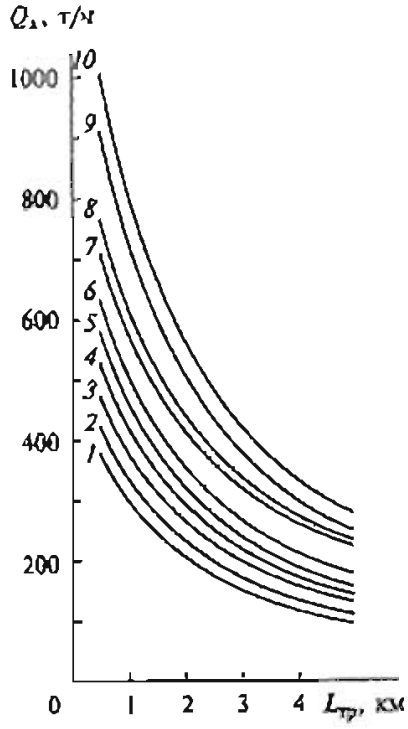


Рис. 14.13. Зависимость производительности автосамосвалов $Q_а$ грузоподъемностью 70—180 т от расстояния $L_{тр}$ транспортирования:

1, 2 — ЭКГ-10 с БелАЗ-7509; *3, 4* — ЭКГ-10 с БелАЗ-7519; *5, 6* — ЭКГ-12 с БелАЗ-7519; *7, 8* — ЭКГ-12 с БелАЗ-7521; *9, 10* — ЭКГ-20А с БелАЗ-7521 (нечетные номера кривых — при плотности пород 1,95 т/м^3, четные — при 2,2 т/м^3)

Время, мин, обслуживания

$$t_{обс} = t_{погр} + t_з,$$

где $t_{погр}$ — собственно время погрузки, мин; $t_з$ — время замены гружеиого автосамосвала порожним, мин.

Время, мин, собственно погрузки автосамосвала

$$t_{погр} = t_ц n_к,$$

где $n_к$ — число загружаемых ковшей в кузов автосамосвала.

Время замены автосамосвала у экскаватора принимают $t_з = 1,5$ мин.

Время, мин, движения автосамосвала

$$t_{дв} = \frac{120 L_{тр}}{v_{ср.т}},$$

где $L_{тр}$ — расстояние транспортирования, км; $v_{ср.т}$ — средняя техническая скорость движения автосамосвала, км/ч.

Число автосамосвалов может быть также определено по их часовой производительности и производительности ПДПК.

Изменение часовой производительности автосамосвалов при работе с экскаваторами в зависимости от расстояния транспортирования от забоя до бункеров ПДПК приведено на рис. 14.13.

В технологических схемах с ЦПТ целесообразно использовать ленточные конвейеры тяжелого типа, многоприводные, крутонаклонные и трубчатые конвейеры. Выбор ленты и расчет конвейерного транспорта осуществляют по принятым методикам.

Тип отвалообразователя в схеме ЦПТ следует выбирать по максимальной часовой производительности комплексов ПДПК и с учетом максимальной пропускной способности, м^3/ч, магистральных конвейеров.

Размеры и пропускную способность площадки разгрузки определяют в зависимости от варианта установки ПДПК относительно фронта уступа, числа мест разгрузки у бункера, параметров дробильно-перегрузочного комплекса, технических характеристик применяемых автосамосвалов, схемы их заезда и движения.

Для установки ПДПК непосредственно в рабочей зоне карьера необходимы определенные параметры рабочих площадок концентрационных горизонтов и горизонтов дробления. ПДПК можно устанавливать как вдоль уступа, так и перпендикулярно ему, а при применении в схеме ЦПТ комплексов большой произ-

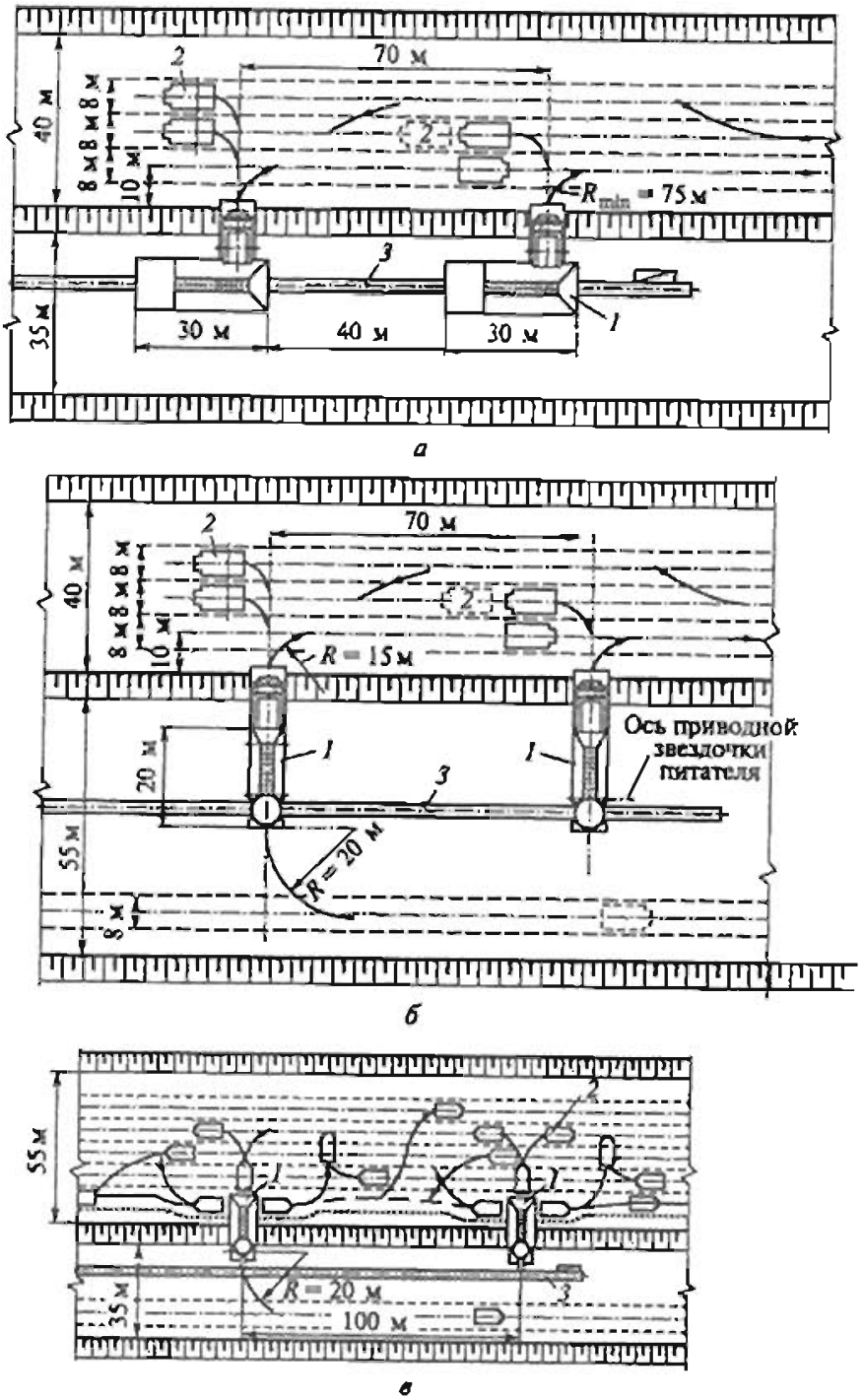


Рис. 14.14. Параметры площадок уступов при различных схемах установки ПДПК:

а — ПДПК-600 при установке блоков вдоль уступа; *б* — ПДПК-2000 при установке торцом к уступу; *в* — ПДПК-2000 при установке с углублением бункера в уступ; *1* — приемный бункер; *2* — автосамосвал; *3* — конвейер

водительности блок бункера-питателя можно заглублять непосредственно в уступ, что позволяет организовать до трех мест разгрузки автосамосвалов (рис. 14.14).

Ширину площадки, м, концентрационного горизонта, на которой осуществляют маневры автосамосвалов при их разгрузке в бункеры ПДПК, определяют по выражению

$$B_{к.г} = \sum_{1}^{n} b_{п.дв} + b_{р.п} + b_{в.к} + b_{з.п} + b_{об},$$

где $b_{п.дв}$ — ширина полосы движения для автосамосвала, м; $b_{р.п}$ — ширина резервной полосы, служащей для стоянки резервных или неисправных автосамосвалов, м; $b_{в.к}$ — ширина водоотводного кювета, м; $b_{з.п}$ — ширина закюветной полки (не менее 0,5 м), м; $b_{об}$ — ширина обочины, м.

При использовании всех трех мест разгрузки автосамосвалов ширину площадки следует увеличивать на величину заглубления бункера в уступ (5—10 м) При отсутствии возможности организовать широкую разворотную площадку ее размер $B_{к.г}$ может быть принят согласно последнему уравнению с учетом использования резервной полосы для торцевого места разгрузки самосвалов. Изменения ширины разгрузочной площадки концентрационного горизонта в зависимости от схемы размещения ПДПК около уступа и грузоподъемности применяемых автосамосвалов приведены ниже.

Автосамосвал	БелАЗ-7523	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность автосамосвала, т.	42	75	110	180
Ширина разгрузочной площадки, м, при расположении бункера ПДПК:				
около уступа (разгрузка через разгрузочный мост)	30	35	40	45
с заглублением в уступ	35	40	45	55

Ширина площадки горизонта установки ПДПК при размещении комплекса торцом к уступу, вдоль уступа, с заглублением бункера в уступ

$$B_{гд} = b_{б.к} + b_{п.к} + b_{кр} + b_{пр} + Z_{без},$$

где $b_{б.к}$ — расстояние от нижней бровки вышележащего уступа по ПДПК, м; $b_{п.к}$ — размеры ПДПК (при размещении вдоль уступа — ширина ПДПК, торцом к уступу — общая длина ПДПК, при заглублении в уступ — длина блока дробилки), м; $b_{кр}$ — ширина площадки для размещения крана, обслуживающего ПДПК при монтаже и ремонте, м; $b_{пр}$ — ширина проезда вдоль комплексов с учетом необходимого радиуса выезда тягача при транспортировании отдельных блоков ПДПК на новое место установки, м; $Z_{без}$ — ширина полосы безопасности, м.

Ширина площадки в зависимости от схемы размещения ПДПК на горизонте дробления составляет:

- при установке параллельно фронту уступа — 35—40 м;
- при установке торцом бункера к фронту уступа — 60—75 м;
- при заглублении бункера в уступ — 35 м.

Длина площадок зависит как от числа ПДПК на горизонте их установки, так и от условий примыкания передаточного конвейера к магистральному конвейеру:

$$L_{пз} = l_у + \sum_{1}^{n} l_{п.к} + \sum_{1}^{n-1} l_0 + l_х + l_э,$$

где $l_у$ — расстояние от места перегрузки горной массы с передаточного конвейера на магистральный до места установки ПДПК; $l_{п.к}$ — размеры ПДПК (ширина или длина ПДПК в зависимости от схемы установки комплекса относительно уступа); n — количество ПДПК на горизонте; l_0 — расстояние между ПДПК, $l_х$ — длина хвостовой части передаточного конвейера с приводом; $l_э$ — расстояние от приводной станции передаточного конвейера до съезда.

Расстояние $l_у$ определяют исходя из условий доставки на горизонт блоков ПДПК и схемы их установки возле уступа

$$l_у = l_п + l_д + l_т + l_м,$$

где $l_п$ — расстояние подвижки блока дробилки к блоку бункера при монтаже ПДПК; $l_д$ — длина связки от тягача к блоку дробилки ПДПК; $l_т$ — длина тягача (автосамосвала или транспортной тележки); $l_м$ — дополнительное расстояние для маневров тягача, транспортирующего блок дробилки ПДПК.

При двух ПДПК ширину площадки разгрузки автосамосвалов определяют из расчета трехполосного движения, а также наличия мест стоянки в ожидании разгрузки, мест стоянки неисправных автосамосвалов и вспомогательных машин и механизмов, располагаемых за пределами проезжей части, т.е. за пределами полос движения у подошвы уступа.

Длина площадки концентрационного горизонта при установке одного ПДПК вдоль уступа составляет не менее 80 м, а двух ПДПК — 150—160 м. Длина площадки, где осуществляют маневры автосамосвалы для разгрузки горной массы в бункер комплексов, конструктивно получается немного меньше длины площадки для размещения ПДПК. При организации трех мест разгрузки автосамосвалов с заглублением бункера в уступ длина площадок возрастает на 40—50 м за счет увеличения расстояния между комплексами, которое необходимо для создания дополнительной площади для маневров автосамосвалов при разгрузке в бункер с его боковых сторон.

При вскрытии глубоких горизонтов карьера подземными выработками (наклонные конвейерные стволы, конвейерные штольни, скиповые стволы с конвейерными квершлагами) горную массу от ПДПК через передаточные конвейеры транспортируют непосредственно в рудо- или породоспуски. При этом длина площадок может быть меньше расчетной на величину сокращения длины передаточного конвейера, так как расстояние от ПДПК до рудо- или породоспуска существенно меньше, чем до подъемного магистрального конвейера в случае траншейного вскрытия карьера (рис. 14.15).

Более точно размеры площадок определяют при проектировании исходя из конкретных параметров применяемого оборудования.

Вместимость приемного бункера в значительной мере определяет пропускную способность ПДПК. К основным параметрам, характеризующим работу бункера, относятся: геометрический (технологический) объем бункера, его пропускная способность, размеры выпускного отверстия. Вместимость бункера ПДПК, оснащенного питателем,

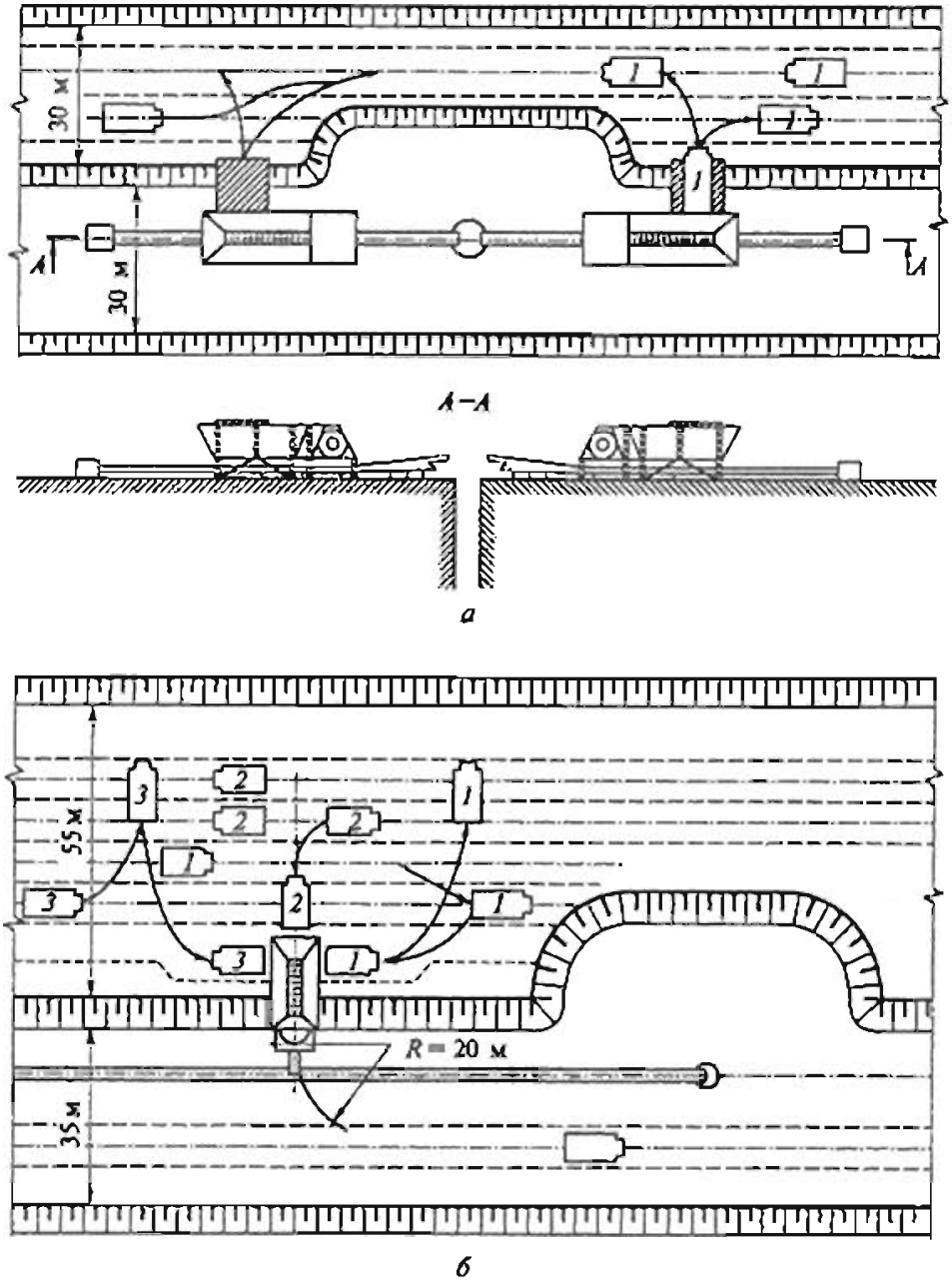


Рис. 14.15. Размещение ПДПК-600 (*а*) и ПДПК-2000 (*б*) на уступе при загрузке дробленой горной массы в рудоспуск:

1–3 — автосамосвалы на первом—третьем местах разгрузки соответственно

$$V_{б.п} = V_1 + V_2 + V_3,$$

где V_1 — объем, необходимый для приема горной массы из автосамосвалов, м^3; V_2 — объем, необходимый для поддержания предохранительного слоя горной массы на питателе, м^3; V_3 — объем, необходимый для компенсации неравномерности прибытия автосамосвалов на разгрузку, м^3.

Вместимость бункера ПДПК, выполненного в модульном варианте,

$$V_{б.м} = \frac{1{,}5 q_г k_р}{\gamma_м K_{н.зп}},$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления горной массы в бункере (принимается 1,4—1,45); $\gamma_н$ — плотность руды (породы) в целике, т/м^3; $K_{н.эк}$ — коэффициент неравномерности подачи горной массы экскаваторно-автомобильным комплексом.

Необходимая вместимость бункеров ПДПК в зависимости от применяемых в схеме ЦПТ автосамосвалов по грузоподъемности:

Грузоподъемность самосвала, т .	30—45	75—90	110—120	140—160	180
Вместимость бункера, м^3.	60	100	140	190	230

14.7. Формирование качества полезного ископаемого в процессе проектирования технологии разработки месторождения

Основными природными факторами, определяющими качество добываемого минерального сырья, являются: его природное качество, характеризующееся содержанием полезных и вредных компонентов и степенью изменчивости этих показателей в пределах разрабатываемого месторождения. Между качеством полезного ископаемого в недрах (в балансовых запасах) и в добытом виде существует связь:

$$q_{доб} = q_н(1 - \rho)\varepsilon,$$

где $q_{доб}$ — качество добытого полезного ископаемого; $q_н$ — качество полезного ископаемого в недрах; ρ — разубоживание при горных работах; ε — извлечение полезного ископаемого при добыче.

При этом интегральной характеристикой каждого полезного компонента является возможность и целесообразность его промышленного использования с учетом издержек добывающего и перерабатывающего комплексов.

Требования к качеству добываемого минерального сырья определяются главным образом перерабатывающими предприятиями исходя из объективно достигнутого уровня технических возможностей, технологии и экономики переработки, а также с учетом реальных природных, технических и технологических возможностей горного предприятия. При этом критерием оптимальности требований к качеству добытого полезного ископаемого, очевидно, должно быть обеспечение высоких технолого-экономических показателей по всей цепи производств.

Горные работы по своей сути не могут повышать природное качество полезного ископаемого. Но, изменяя объемы полезного ископаемого, добытого на разных участках месторождения и в различные сроки, возможно, в известной мере, управлять процессом формирования качества ископаемого, отгружаемого потребителю. Это достигается усреднением качества добываемого полезного ископаемого.

Показатели качества полезных ископаемых, подлежащих усреднению, различны. Они зависят от видов и типов полезных ископаемых, их особенностей, а также от технологии переработки. Наиболее часто усредняют полезные ископаемые по содержанию основного полезного компонента (металла, соединения, минерала), гранулометрическому составу, плотности, содержанию вредных примесей.

Степень усреднения $K_{уср}$, %, определяют по формуле

$$K_{уср} = \left(1 - \frac{\sigma_2}{\sigma_1}\right)100,$$

где σ_1 и σ_2 — среднеквадратичные отклонения показателя качества полезного ископаемого до и после усреднения.

Среднеквадратичное отклонение

$$\sigma_{ср} = \sqrt{\sum_1^m \sigma^2 / (m-1)},$$

где σ — частное значение отклонения; m — число отклонений за исследуемый период.

В технологической цепи горного производства общий коэффициент усреднения устанавливают как произведение показателей усреднения в отдельных звеньях. В некоторых случаях учитывают не только амплитудные, но и частотные характеристики усреднительного процесса.

Усреднение — процесс многоступенчатый. Он начинается с перспективного планирования горных работ при проектировании календарного плана, системы разработки, вскрытия, технологии и механизации работ и продолжается при оперативном управлении.

При перспективном планировании, исходя из плановых объемов и необходимых качественных характеристик полезного ископаемого, должно выбираться такое направление развития работ и такая последовательность отработки участков и блоков месторождения, которая позволит получить требуемые параметры Применительно к месторождениям сложного состава эта стадия имеет исключительно важное значение, поскольку на ней определяется возможность формирования качества полезного ископаемого на последующих стадиях и может быть обеспечена первичная стабилизация качества извлекаемого полезного ископаемого.

Задача определения рациональной последовательности отработки запасов при перспективном планировании сводится к определению направления развития горных работ в карьерном поле, обеспечивающего предельную стабильность качества полезного ископаемого в объемах, прирезаемых за элементарный этап горных работ. Этому условию отвечает критерий

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{f=1}^{m} S_f \left|\alpha_{if} - \bar{\alpha}_f\right| \to \min \qquad (14.3)$$

где $i = 1, 2, 3 \ldots, n$ — число элементарных этапов горных работ; $f = 1, 2, 3, \ldots, m$ — число компонентов, учитываемых при формировании качества полезного ископаемого; S_f — значимость единичного показателя качества полезного ископаемого α_f по f-му компоненту в объеме, извлекаемом за i-й элементарный этап горных работ, доли ед.; $\bar{\alpha}_f$ — среднее содержание f-го компонента.

При $f = 1$ критерий (14.3) упрощается и принимает вид

$$\sum_{i=1}^{n} \left|\alpha_i - \bar{\alpha}\right| \to \min.$$

За элементарный этап горных работ принимают этап, по объему и времени отработки соизмеримый с годовым объемом добычи карьера. В идеальном случае это этап, контурами которого ограничен объем полезного ископаемого, равный годовой добыче карьера. Выделить большое число таких этапов при соблюдении закономерностей развития горных работ весьма сложно. Поэтому за элементарный этап горных работ может быть принят этап горных работ, выполняемых за цикл углубки карьера (вскрытие и подготовка к эксплуатации очередного уступа).

Большое влияние на формирование качества добываемого полезного ископаемого оказывает технология производства горных работ, типы и модели применяемого горно-транспортного оборудования.

Добычные работы являются одной из наиболее важных составляющих процесса формирования качества полезных ископаемых.

Технологические процессы добычных работ (взрывные работы, экскавация, транспортирование и складирование руды) отличаются большей сложностью в связи с тем, что они должны выполняться более гибко, обеспечивая не только количественную сторону процессов, но и требуемое качество добытого полезного ископаемого.

Значительная изменчивость формы рудных залежей, широкая варьируемость их качественных характеристик вызывают необходимость формирования на добычных работах криволинейного фронта работ, создания резервных забоев и блоков

Для обеспечения добычи полезного ископаемого с качественными показателями, близкими к природным, следует предусматривать раздельную выемку полезного ископаемого и вмещающих пород. В основном ее можно осуществить за счет массового взрывания и раздельной (селективной) выемки или раздельного взрывания и валовой выемки, т.е. разделение можно планировать или при рыхлении массива, или при выемочно-погрузочных работах, или при обоих процессах.

Эффективность экскаваторной сортировки полезных ископаемых в забоях в значительной мере предопределяется степенью перемешанности в развале руды с вмещающими породами: чем интенсивнее эта перемешанность, тем большее время затрачивается на раздельную погрузку и тем ниже производительность экскаватора. Вследствие этого при подготовке сложных забоев к выемке необходимо предусматривать создание наиболее благоприятных условий для экскаваторных работ.

Выемочно-погрузочные работы в добычном забое можно осуществлять валово (сплошная выемка) или раздельно, т.е. с сортировкой, например качественно разнотипных руд (или руды и пород).

При валовой выемке добываемое полезное ископаемое в значительной степени разубоживается его некондиционными сортами и породами.

Экскаваторная сортировка рудной массы может быть простой и сложной.

Под простой экскаваторной сортировкой понимают выемку руды по фронту и ширине забоя (развала) без сортировки по его высоте. Сложная сортировка представляет собой раздельную выемку руды по всей площади забоя.

Простая сортировка в экскаваторном забое при взрывном рыхлении пород осуществляется:

- применением переменной ширины заходки в развале;
- выборочной выемкой из развала;

• послойной выемкой из развала.

Способы простой экскаваторной сортировки с переменной шириной заходки эффективны при двух и более контактах, вытянутых вдоль развала.

Способ выборочной выемки основан на раздельной выемке рудных и безрудных участков развала по его длине. При разработке ценных руд и необходимости обеспечения минимальных потерь в первую очередь извлекают полезное ископаемое.

Способ выборочной выемки целесообразно применять при проектировании разработки рассредоточенных в массиве гнездообразно залегающих рудных тел относительно небольших размеров. Применение способа позволяет обеспечить высокие качественные показатели добываемого полезного ископаемого, однако производительность выемочного оборудования при этом снижается приблизительно на 10—30 % (более мощные экскаваторы теряют значительно больший процент производительности).

Ниже приведена укрупненная технологическая оценка разных способов выемочно-погрузочных работ в добычном забое с помощью относительного показателя изменения качества рудной массы (за единицу принято качество рудной массы при валовой выемке):

Валовая выемка	1
Применение переменной ширины заходки	0,6
Выборочная выемка	0,5
Послойная выемка	0,7—0,8
Сложная сортировка	0,2—0,3
Изменение вместимости ковша экскаватора, м³:	
1,5	0,3
2,6	0,5
4,6	0,8

Характер распределения полезного компонента в массиве и степень сложности залегания рудного тела существенно влияют при проектировании на выбор высоты уступа.

Если при разработке мощных рудных тел с равномерным распределением полезного компонента основными факторами, определяющими высоту уступа, являются конструктивные размеры экскаватора и условия безопасного ведения работ, то при разработке морфологически сложных месторождений, особенно с высокоценным полезным компонентом, эти показатели перестают быть главными, уступая доминирующую роль показателям качества добываемого полезного ископаемого.

Разработку сложнозалегающих рудных тел целесообразно предусматривать с пониженной высотой уступа, что является одним из условий обеспечения более высокой стабильности и улучшения качества добываемой рудной массы. При этом происходит определенное снижение эффективности выполнения буровых и взрывных работ, уменьшается выход горной массы с 1 м скважины. Но снижение эффективности производственных процессов при разработке месторождения компенсируется повышением эффективности переработки при обогащении за счет увеличения содержания полезных компонентов в исходном сырье.

Ниже приведены данные о влиянии высоты уступа на качественное изменение рудной массы.

Высота добычного уступа, м	15	10	7,5	6
Относительный показатель изменения качества рудной массы	1	0,9	0,8	0,7

При проектировании реконструкции карьеров возможен переход на разработку подуступами.

Экономически целесообразную высоту уступов и подуступов устанавливают путем сопоставления альтернативных вариантов.

Транспортирование полезного ископаемого существенно влияет на формирование качества руды в карьере. Главными управляющими факторами при этом являются вместимость и мобильность транспортных средств, а также организация их погрузки и разгрузки. По условиям разработки сложных забоев наиболее приемлемым считается автомобильный транспорт, позволяющий организовывать обособленные грузопотоки различных сортов полезного ископаемого и благодаря своей маневренности создающий благоприятные условия для проведения качественной раздельной выемки.

Увеличение сложности залегания при раздельной погрузке требует применения автосамосвалов уменьшенной грузоподъемности.

Технологические особенности железнодорожного и конвейерного транспорта вызывают значительные трудности их использования при разработке сложных забоев.

Во многих случаях при значительной изменчивости качественных характеристик полезных ископаемых в недрах и необходимости выдерживать стабильность свойств сырья, указанных мероприятий оказывается недостаточно. Дополнительное усреднение качества следует предусматривать на усреднительных внутрикарьерных складах, при аккумулировании полезного ископаемого в рудоспусках и в бункерах, на усреднительных площадках обогатительных и дробильно-сортировочных фабрик.

Усреднение на складах заключается в смешивании полезного ископаемого разных сортов, осуществляемом посредством их укладки в штабеля горизонтальными или наклонными слоями и дальнейшей валовой отгрузкой вкрест слоев

При формировании штабелей необходимо принимать во внимание, что большое влияние на результаты усреднения оказывает сегрегация рудной массы по крупности. Как правило, мелкие более богатые частицы руды располагаются в верхней части откоса штабеля, а более крупные куски скатываются к основанию. Такое естественное расслоение каждой порции руды следует максимально учитывать при выборе высоты штабеля, его активного объема и порядка отсыпки руды. При этом чем меньшие объемы руды требуется усреднять, тем большее отрицательное влияние на этот процесс оказывает сегрегация руды по крупности.

Технология складирования определяется способом образования штабеля, направлением его отсыпки, порядком отсыпки и направлением фронта отгрузки, а также применяемыми средствами механизации.

Основными технологическими параметрами каждого штабеля являются длина, ширина, высота и вместимость штабеля.

Минимальный фронт секции склада для различных сортов каждого типа полезного ископаемого определяется длиной, необходимой для разгрузки транспортных средств, потребным расходом материала данного сорта, интенсивностью его поступления и отгрузки, размерами рабочей площадки погрузочной машины. Усреднительным складам можно также придавать функцию перегрузочных, регулировочных или резервных складов. Наиболее часто их создают в местах перегрузки с одного вида транспорта на другой.

Каждый склад обычно состоит из нескольких штабелей, как правило, по два-три сорта на каждый тип полезного ископаемого. Один штабель отсыпают, из второго — отгружают руду к потребителю, третий — резервный.

Степень усреднения руды на складах колеблется в широких пределах, достигая 80—85 % только на дробильно-сортировочных фабриках.

Ориентировочно расходы на усреднение на открытых штабельных складах дробильно-сортировочных фабрик, оборудованных комплексами машин непрерывного действия, составляют 15—20 % общей себестоимости полезного ископаемого.

Целесообразность и степень усреднения полезного компонента в каждом конкретном случае устанавливается расчетом. Определяющий фактор устанавливают по показателю его извлечения в концентрат на обогатительной фабрике. Имеются данные, что извлечение полезного компонента в концентрат резко падает с увеличением среднеквадратичного отклонения содержания металла в рудах:

Медная руда (смешанная)						
Отклонение, %	0,1	0,13	0,165	0,192	0,236	0,265
Извлечение, %	68	66,3	64,1	62,2	61,3	56,5
Медная руда (сульфидная)						
Отклонение, %	0,081	0,123	0,125	0,15	0,182	0,195
Извлечение, %	85,1	80,8	80,4	78,5	76,5	73,6
Свинцовоцинковая руда						
Отклонение, %	0,516	0,587	0,618	0,73	0,877	0,898
Извлечение, %	93,4	92,8	92,5	91,5	89,5	88,5

В таком случае снижение извлечения и вызванные этим потери металла в несколько раз превышают затраты на усреднение руды.

Таким образом, усреднение качества экономически целесообразно в тех случаях, когда экономический эффект от проводимых мероприятий превышает суммарные дополнительные затраты в сфере добычи и переработки полезного ископаемого. При этом следует иметь в виду, что за счет усреднения качества можно улучшить использование запасов полезного ископаемого путем вовлечения в разработку его более бедных разновидностей.

Применение техники и технологии, обеспечивающих добычу полезных ископаемых с наиболее высокими свойствами, проведение мероприятий по усреднению качества полезных ископаемых усложняют и удорожают горные работы, снижают производительность горного и транспортного оборудования, требуют дополнительных капитальных затрат.

Поэтому выбор оптимальной технологии должен сводиться не только к определению конкретных вариантов добычи и переработки, но и к выбору принципиальных сочетаний между этими двумя процессами по следующей схеме:

• максимальное извлечение полезного ископаемого (его валовой ценности) в процессе добычи (т.е. с минимальными потерями и разубоживанием) с последующим частичным обогащением или без него;

• полная выемка всей горной массы, связанной с полезным ископаемым, при последующем максимальном извлечении его в процессе глубокого обогащения.

Контрольные вопросы и задания

1. Опишите принципы проектирования перевалки вскрышных пород.
   • мехлопатами;
   • драглайнами;
   • взорванных пород.
2. Перечислите технологические схемы разработки, их характеристики и области применения.
3. Какие основные особенности и характеристики технологических схем разработки комплексами с комбинированным транспортом?
4. Как осуществляют формирование качества полезного ископаемого при проектировании технологии разработки месторождения?

ГЛАВА 15. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Комбинированная разработка месторождений — это совмещенное одновременное или последовательное ведение открытых и подземных горных работ на одном месторождении по взаимосвязанным технологическим схемам.

Горные работы (открытые и подземные) могут быть совмещены в пространстве в пределах одного месторождения (в одной вертикальной или горизонтальной плоскости) или могут вестись в определенные периоды до отработки всех запасов месторождения, т.е. может осуществляться одновременно или последовательно открыто-подземная и подземно-открытая разработка.

При этом схемы вскрытия и разработки карьерного и шахтного полей должны быть взаимосвязаны при максимальном использовании благоприятных специфических особенностей совместного ведения открытых и подземных работ.

Комбинированную разработку месторождения следует применять тогда, когда с ее помощью можно обеспечить более полное извлечение полезных ископаемых из недр и достичь более высоких показателей эффективности отработки запасов по сравнению с открытым или подземным способом, используемым по отдельности.

Возможность и целесообразность применения комбинированной разработки определяется горно-геологическими, инженерно-геологическими, гидрогеологическими характеристиками месторождения, количеством запасов и ценностью минерального сырья, а также условиями лицензии на разработку, порядком финансирования предприятия. С использованием комбинированных открытых и подземных технологий разрабатывают преимущественно рудные месторождения. При наличии в лицензии и других документах условий эксплуа-

тации месторождения — объемов и календарного плана добычи, степени извлечения полезных ископаемых из недр, схемы и объема финансирования проектируемого предприятия, могут быть определены технически возможные и экономически эффективные зоны для применения открытого, подземного и комбинированного способов разработки.

При проектировании комбинированной разработки можно предусматривать разнообразные совмещения открытых и подземных работ в пространстве в пределах одного месторождения в одной вертикальной или горизонтальной плоскости, при этом можно планировать последовательное ведение открыто-подземных, подземно-открытых работ, а также их параллельное производство.

Основная цель совмещения работ во времени и пространстве — увеличить производительность предприятия до максимально возможной, улучшить показатели извлечения полезных ископаемых из недр и технико-экономические показатели отработки месторождения.

Отметим, что деление способов горных работ по степени совмещения во времени и пространстве носит условный характер, так как в течение всего периода разработки месторождения обычно бывает несколько стадий, от типичной одновременной до последовательной разработки.

Можно выделить следующие варианты сочетания способов освоения месторождения:

• совместная разработка, при которой верхнюю часть месторождения до определенной глубины отрабатывают открытым способом, нижнюю часть — подземным, и горные работы в обеих частях ведут одновременно. Сюда же следует отнести одновременную разработку с совмещением открытых и подземных работ в горизонтальной плоскости. Она может применяться на месторождениях большой протяженности при увеличении мощности покрывающих пород в связи с погружением рудных тел по простиранию; при наличии нескольких разобщенных в плане рудных тел, имеющих различную глубину залегания;

• отработка верхней части месторождения открытым способом, а после их окончания — подземным. Совмещение работ во времени происходит лишь в относительно короткий переходной период;

• переход от подземных к открытым работам при одновременном продолжении подземным работ на нижних горизонтах. Шнекобуровая разработка из карьеров или выездных траншей, ведение очистных подземных работ из карьеров или выездных траншей обычными методами, другие аналогичные способы ведения работ;

• повторная разработка месторождения после подземных работ подземным или открытым способом.

Таким образом, совмещение открытых и подземных работ может быть полным (одновременная разработка), частичным (последовательно-параллельная разработка) или отсутствовать (последовательная разработка).

Последовательную разработку относят к комбинированной в связи с тем, что в период доработки карьера и начала подземных работ (переходный период обычно составляет менее 3—5 лет) могут использоваться технологические особенности, характерные для комбинированного способа, например: транспортирование горной массы с нижних горизонтов карьера через подземные выработ-

ки, используемые в дальнейшем для подземной разработки; размещение отвалов вскрышных пород в зоне обрушения; создание единой для карьера и подземного рудника промплощадки.

Совмещение открытых и подземных работ в пространстве может быть:

• полным в вертикальной плоскости (максимальное совмещение предполагает одновременное ведение открытых и подземных работ по всей площади месторождения с разницей лишь в отметках по вертикали). Такое совмещение работ создает предпосылки для наиболее тесной взаимосвязи схем вскрытия и технологии добычных работ по карьерному и шахтному полям;

• полным в горизонтальной плоскости. При таком сочетании горные работы оказывают значительное обоюдное влияние лишь в зоне разграничения. В этом случае наиболее вероятна возможность осуществления взаимной увязки вскрытия, подготовки, осушения, вентиляции и других технологических процессов в целом по месторождению;

• частичным в горизонтальной и вертикальной плоскостях, размещенных в различных частях месторождения.

К настоящему времени накоплен достаточно большой опыт применения комбинированной разработки месторождений с последовательной открыто-подземной выемкой запасов.

При разработке рудных месторождений 60—65 % рудников ведут выемку подкарьерных запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, 15—18 % разрабатывают прибортовые запасы и около 25 % осуществляют добычу удаленных от карьера отдельных залежей или участков месторождений по независимым технологическим схемам.

Практикой подтверждена возможность выемки руды открытым способом из зоны обрушения или из тех участков, которые ранее отрабатывались подземным способом.

В зависимости от способа управления состоянием подрабатываемых бортов на завершающей стадии открытых горных работ могут применяться технологические схемы с обрушением бортов, с поддержанием их в устойчивом состоянии за счет оставления рудных целиков и за счет замены рудного массива искусственным.

Особое внимание при проектировании комбинированной разработки следует уделять технологии отработки запасов зон перехода с одного способа производства работ на другой и разграничению этих зон путем оставления естественной или создания искусственной потолочины, позволяющей обеспечить безопасное ведение работ.

Технология выемки запасов переходных зон, наряду с общими требованиями комплексности и высокой полноты извлечения запасов, достижения максимальных экономических эффектов, должна предусматривать:

• комплексное проектирование открытых, комбинированных и подземных технологий ведения горных работ, включая отработку запасов переходных зон;

• определение календарного периода работы в зоне разграничения открытых и подземных работ;

• порядок формирования надежной изоляции подземного очистного пространства от аэродинамических и гидравлических связей с карьером

Учитывая сложность работы в зоне разграничения открытых и подземных работ при проектировании целесообразно рассматривать возможность опережающего создания подземным способом целика на границе переходной зоны параллельно с развитием карьера, что обеспечивает непрерывную добычу руды в переходный период, относительную независимость развития фронтов горных работ, более благоприятные аэро- и гидродинамические условия, повышение интенсивности отработки месторождения.

Инструкцией по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых (утверждена постановлением Госгортехнадзора России 30.12.97 № 57, далее «Инструкция») определено, что горные работы при комбинированной разработке месторождений «должны осуществляться по специальному проекту, который наряду с общепринятыми техническими решениями должен содержать:

анализ особенностей горно-геологических, гидрогеологических и технологических условий комбинированной разработки месторождения;

обоснование производственной (технической) возможности и технико-экономической целесообразности комбинированной разработки месторождения на основе учета всех специфических особенностей этого способа разработки, открытых и подземных работ, возможностей использования ресурсов месторождения, расчетной производительности предприятия и имеющегося земельного отвода и других ресурсов;

параметры карьерного и шахтного полей с запасами руды, намечаемые к отработке открытым и подземным способами;

границы зон влияния подземных разработок (опасных сдвижений, обрушения, воронкообразования);

мероприятия по безопасному ведению горных работ».

Как открытым, так и подземным работам свойственны свои характерные технологические особенности, которые должны быть гармонично использованы при проектировании комбинированной разработки.

Очевидно, наибольший эффект может быть получен при условии выделения для открытых горных работ максимальной части запасов месторождения и широком использовании при их извлечении некоторых благоприятных особенностей подземных работ.

15.1. Проектирование производительности и срока службы предприятия при комбинированной разработке месторождения

При комбинированной разработке производительность предприятия, состоящего из карьера и подземного рудника (шахты), должна определяться как сумма соответствующих показателей. При этом:

- оценка полезного ископаемого, добываемого открытым и подземным способом, должна производиться по одинаковым значениям показателей качества;
- показатели развития открытых и подземных работ должны рассчитываться с учетом взаимного их влияния (положительного или отрицательного), т.е. с учетом совмещения работ во времени и пространстве;

• технико-экономические показатели по карьеру, подземному руднику (шахте) и предприятию в целом должны рассчитываться по периодам совмещения работ во времени и пространстве.

При одновременном ведении открытых и подземных работ в пределах одного месторождения может быть достигнута более высокая интенсивность его отработки по сравнению с последовательной разработкой и, следовательно, производительность предприятия может быть больше. Но принятие увеличенной производительности влечет за собой уменьшение периода его работы, который может оказаться меньше срока амортизации основных фондов и объектов социально-бытовой инфраструктуры.

Поэтому срок службы предприятия следует принимать на основании технико-экономической оценки возможных вариантов.

Важное значение при определении производительности и срока службы предприятия имеет возможно более точное установление промышленных кондиций при подсчете запасов, которое следует выполнять на основе детальных геологических данных с учетом глубокозалегающей части месторождения, отработка которой возможна только комбинированным способом.

Разработка взаимосвязанных вариантов вскрытия месторождения, границ и технологии открытых и подземных работ при комбинированной разработке, как правило, приводит к существенному снижению капитальных и эксплуатационных затрат проектируемого предприятия. Это позволяет устанавливать промышленные кондиции с меньшим содержанием полезных компонентов и тем самым увеличивать балансовые запасы. Поэтому на стадии предпроектной оценки наравне с промышленными запасами категорий $A + B + C_1$ должны учитываться и запасы категории C_2.

Вместе с тем такой подсчет запасов должен сопровождаться исследованием будущей потребности в продукции, которая может быть получена из вовлекаемых в разработку бедных руд с их последующим обогащением. При планировании развития горных работ отработку бедных, труднообогатимых руд следует предусматривать в возможно более отдаленные сроки, так как с течением времени происходит постоянное совершенствование технологии обогащения и расширение спектра и полноты извлечения полезных компонентов с меньшими затратами.

15.2. Возможности сокращения площади земельного отвода при комбинированной разработке

За счет использования некоторых специфических особенностей открытых и подземных работ при проектировании комбинированной разработки имеется возможность сократить площадь земельного отвода. Этого можно достичь, предусмотрев размещение отвалов карьера в зоне обрушения подземных выработок, использование вскрышных пород для закладки подземных пустот, размещение производственных зданий карьера и рудника на одной промплощадке.

Параметры мульды обрушения зависят от многих факторов (физико-механических свойств налегающих пород, мощности и угла падения залежи полезного ископаемого, полноты его выемки, мощности наносов, технологии работ и т.д.) и определяются с учетом законов геомеханики.

Для укрупненных расчетов контур и объем зоны обрушения можно определять из условия полного заполнения подземных пустот, образующихся при извлечении запасов руды, обрушающимися породами. Если пренебречь потерями руды в недрах при очистных подземных работах, то объем обрушающихся пород, заполняющих выработанное пространство, численно будет равен извлеченным запасам с учетом коэффициента разрыхления пород.

15.3. Особенности геомеханического обоснования комбинированной разработки месторождений

Специфические условия комбинированной разработки месторождения, обусловленные наличием непосредственного контакта рабочих зон открытых и подземных горных работ, развивающегося или законсервированного выработанного пространства карьера, подземных горных выработок и подработанных участков массива при проектировании требуют.

- оценить геомеханическое состояние породного массива и составить прогноз этого состояния и возможных направлений развития деформационных процессов с учетом влияния на них горных выработок и производимых работ;
- разработать мероприятия по управлению деформационными процессами путем регулирования параметров, взаимного положения, порядка и организации ведения горных работ, а также искусственного укрепления неустойчивых участков массива горных пород;
- определить размеры предохранительного целика (естественного или искусственного) между карьером и подземными горными работами;
- определить толщину потолочины над отдельными участками (камерами) выработанного пространства;
- рассчитать параметры опорных целиков;
- определить допустимые площади обнажения кровли очистного пространства;
- рассчитать необходимую прочность закладки при отработке запасов в борту карьера для обеспечения его устойчивости:
- разработать технологию работ, обеспечивающую полное заполнение закладкой выработанного пространства.

15.4. Особенности проектирования горных и взрывных работ, вентиляции, осушения и водоотлива

Наибольшее взаимное влияние открытых и подземных работ происходит при одновременном их ведении и совмещении в одной вертикальной плоскости, наименьшее — при последовательной и раздельной отработке карьерного и шахтного полей и совмещении в горизонтальной плоскости.

При планировании последовательности отработки запасов месторождения должны выполняться следующие условия:

- отрабатываемые блоки должны быть смещены с целью исключения их негативного взаимного влияния;
- под действующими фронтами работ (уступами) карьера следует оставлять целик безопасности;

• фронт ведения горных работ необходимо располагать в направлении:
при подземных очистных работах — от массива к карьеру;
при открытых работах — навстречу фронту развития подземных очистных работ;

• добыча руды подземным способом из проектных контуров карьера не допускается.

Выполнение комплекса названных требований по обеспечению условий безопасности может ограничить возможную интенсивность открытых работ, что должно быть учтено при проектировании календарного плана разработки.

При планировании одновременного ведения горных работ в карьере и подземном руднике в одной вертикальной плоскости необходимо:

• оставлять в подземном выработанном пространстве предохранительные целики или осуществлять закладку выработанного пространства твердеющими смесями для обеспечения устойчивости массива и бортов карьера;

• размеры и устойчивость целиков рассчитывать на повышенное горное давление;

• применять порядок разработки, исключающий сдвижение (разрушение) массива предохранительного целика;

• ограничивать объем массовых взрывов в карьере и при подземных работах и их сейсмическое воздействие на целики, потолочины и борта;

• для каждого рабочего уступа необходимо составлять паспорт буровзрывных работ с учетом фактического положения кровли выработанного пространства, который утверждает технический руководитель карьера. При этом толщина потолочины должна обеспечивать безопасное размещение и работу на ней карьерного оборудования;

• исключать проникновение газов от взрывных работ в подземные выработки или их подсос системой вентиляции, а также выброс этих газов в карьер;

• применять нагнетательный способ проветривания подземных выработок или в отдельных случаях по согласованию с Ростехнадзором — комбинированный (нагнетательно-всасывающий) способ проветривания с обеспечением подпора воздуха в подземных выработках под участками открытых работ.

Планирование производства открытых горных работ в зонах ранее выполненных подземных работ и имеющих пустоты (не заложенные камеры и др.), а также в зонах обрушения должно осуществляться по специальному проекту, согласованному с генеральным проектировщиком.

Запрещается размещение горного оборудования в пределах опасной зоны. Работу горно-транспортного оборудования в зоне обрушения следует предусматривать только после усадки породы.

Для сокращения потерь полезного ископаемого запрещается оставлять части рудных залежей в бортах карьера и предохранительных целиках, допускать несвоевременную отработку и разрушение рудных целиков и потолочин в руднике вследствие массовых взрывов.

Проведение подземных горных работ под действующим карьером следует предусматривать преимущественно системами с поддержанием выработанного пространства. Однако при определенных условиях (рассредоточение очистных работ в плане, благоприятные физико-механические свойства массива и др.) возможно применение систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Обязательным условием при этом является обеспечение выхода воронки обрушения на поверхность в кратчайшие сроки.

Доработку запасов руд в бортах карьера следует планировать, как правило, после прекращения открытых работ и постановки бортов в предельное положение.

Отработку предохранительного целика осуществляют по специальному проекту, содержащему комплекс мер, исключающих обрушение целика и бортов карьера.

При проектировании комбинированной разработки месторождения целесообразно предусматривать совместное использование выработок для вскрытия, дренажа, вентиляции и др.

Места заложения вскрывающих выработок принимают с учетом возможности их многоцелевого использования на весь срок отработки месторождения или его части.

При определении числа рудоспусков следует учитывать, что в период выполнения работ по переносу устья рудоспуска из карьера и ведения ремонтных работ число капитальных действующих рудоспусков с карьера в подземные выработки должно быть не менее двух.

На проведение массовых взрывов на открытых и подземных горных работах необходимо составлять и утверждать в установленном порядке проект в соответствии с требованиями ЕПБ при взрывных работах, утвержденными Госгортехнадзором России 24.03.92, Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов на земной поверхности, утвержденной Госгортехнадзором России 14.05.93, и Типовой инструкции по безопасному проведению массовых взрывов в подземных выработках, утвержденной Госгортехнадзором России 14.05.93.

Для массовых взрывов необходимо применять взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом или отклонением от него, не превышающим 25 %.

Проект массового взрыва в карьере должен содержать раздел, определяющий порядок допуска людей в район взрыва и иные выработки, пребывание в которых может представлять опасность.

Проект массового взрыва в подземных горных выработках должен содержать раздел, предусматривающий необходимые меры безопасности, в том числе проветривание всех выработок, в которые могут поступить газообразные продукты взрыва, порядок допуска людей в опасные места.

В разделе проекта комбинированной разработки месторождения должны быть определены схема и способ проветривания рудников (шахт), учитывающие наличие аэродинамических связей подземных выработок с карьерным пространством и образование избыточной депрессии в зоне влияния открытых работ.

При комбинированной разработке водоносных и обводненных месторождений (плывуны, водоносные карсты, затопленные выработки, другие водные объекты, горные выработки, в которых возможны скопления ядовитых и горючих газов) в составе общего проекта в соответствии с требованиями СНиП 2.06.14—85 «Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод» и утвержденному в установленном порядке должен быть разработан специальный проект осушения месторождения. В нем должны быть определены границы опасных зон по прорывам воды и газов, разработаны меры по безопасности работ, охране водных ресурсов района и защите выработок от прорывов воды и га-

зов, очередность проходки горных выработок, дренажных и водоотливных комплексов и др., а также организация контроля по безопасному ведению горных работ в границах опасных зон.

Проведение горных работ в пределах барьерного или предохранительного целика под водоемом (затопленным карьером) можно предусматривать только после спуска воды из затопленных выработок или отвода ее из водоемов, расположенных на поверхности, за пределы месторождения.

Допускается проектировать частичную отработку барьерных или предохранительных целиков без предварительного отвода воды из водоемов системами с закладкой по проекту, утвержденному руководителем предприятия и согласованному со специализированной организацией.

Рудничный водоотливный комплекс следует рассчитывать с учетом возможных дополнительных притоков воды из водоема (карьера) и зон обрушения. На основе расчетов допускается организованный перепуск воды из карьера в систему рудничного водоотлива. Вода из карьера в подземные выработки должна поступать самотеком через дренажные скважины с обязательным применением забивных или сквозных фильтров.

Запрещается предусматривать использование рудоспусков и вентиляционных восстающих в качестве дренажных выработок для перепуска технологических, грунтовых и паводковых вод из карьера.

15.5. Технологические схемы комбинированной разработки

Технологическая схема комбинированной разработки представляет собой взаимоувязанное сочетание вскрытия, технологии и механизации, календарного плана разработки месторождения и производства открытых и подземных горных работ.

Целью проектирования схемы комбинированной разработки является поиск таких сочетаний параметров названных технических решений, которые обеспечивали бы получение максимальных эффектов.

Технико-экономические показатели открытых и подземных работ при их одновременном ведении на одном месторождении должны учитываться комплексно, в частности при определении границ карьерного и шахтного полей. Так, предельная глубина карьера будет изменяться в зависимости от схемы совмещения работ в пространстве. Совмещение горных работ в вертикальной плоскости может привести к увеличению предельной глубины карьера на 15—25 %.

15.6. Совместное вскрытие карьерного и шахтного полей

При проектировании совместного вскрытия карьерного и шахтного полей акцент должен быть сделан на возможность использования подземных выработок для создания более экономичных схем транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого из карьера и из рабочей зоны подземных горных работ.

На выбор схемы вскрытия влияют степень совмещения горных работ во времени и пространстве, горно-геологические, гидрогеологические и горно-технические факторы.

Использование подземных выработок для транспортирования горной массы из карьера позволяет сократить длину транспортирования ориентировочно в 2—2,5 раза и за счет этого изменить конструкцию бортов карьера, а следовательно, и календарный план производства вскрышных работ.

Обычно горную породу из карьера доставляют в рудоспуск, далее — в дробильную установку, а затем — до подъемного ствола. Применяют вертикальные, наклонные (конвейерные или скиповые) стволы или штольни, сечение которых иногда рассчитывают на пропуск локомотиво-составов или автосамосвалов.

В зависимости от степени технологической взаимосвязи разработки карьерного и шахтного полей схемы вскрытия можно проектировать с раздельным вскрытием карьерного и шахтного полей (транспортные схемы независимые, вспомогательные выработки используются совместно); с вскрытием карьерного и шахтного полей общими многоцелевыми подземными выработками; с вскрытием функционально разделенными выработками, одни используются в единой транспортной схеме, другие — как вспомогательные. Возможные варианты технических решений совместного вскрытия карьерных и шахтных полей приведены на рис. 15.1.

При выборе типа, параметров вскрывающих подземных выработок и места их заложения следует стремиться к их многоцелевому использованию: для выдачи горной массы из карьера и шахты; подъема и спуска людей и материалов на глубокие горизонты; размещения электрокабелей, различных трубопроводов, дренажа месторождения и водоотлива; проветривания застойных зон на глубоких горизонтах карьера.

При совмещении открытых и подземных работ в горизонтальной плоскости, когда горная масса транспортируется из карьера и шахтного поля по общим подземным выработкам, можно предусматривать вскрытие верхних горизонтов шахтного поля дренажными карьерными стволами; параметры и тип оборудования дренажных стволов следует принимать с учетом использования их для выдачи породы, получаемой при проходке подземных выработок. При совмещении открытых и подземных работ в вертикальной плоскости, когда горная масса из шахты транспортируется по карьерному подъемному стволу, необходимо, чтобы ствол располагался за пределами контура зоны обрушения подземного рудника. Необходимо предусмотреть возможность его углубки. Транспортное оборудование должно обеспечивать выдачу заданного объема породы. При вскрытии шахтного поля в этом случае целесообразно использовать существующие вспомогательные карьерные стволы (дренажный, вентиляционный).

Поперечные размеры (сечение) стволов рассчитывают в зависимости от выполняемых ими функций, они могут быть:

- транспортно-подъемными (для выдачи горной массы на земную поверхность в скипах или конвейерами);
- вспомогательными (для спуска-подъема людей, материалов, оборудования);
- дренажными (для дренажа месторождения и водоотлива);
- энергетическими (для размещения электрокабелей на глубокие горизонты карьера и в подземные выработки);

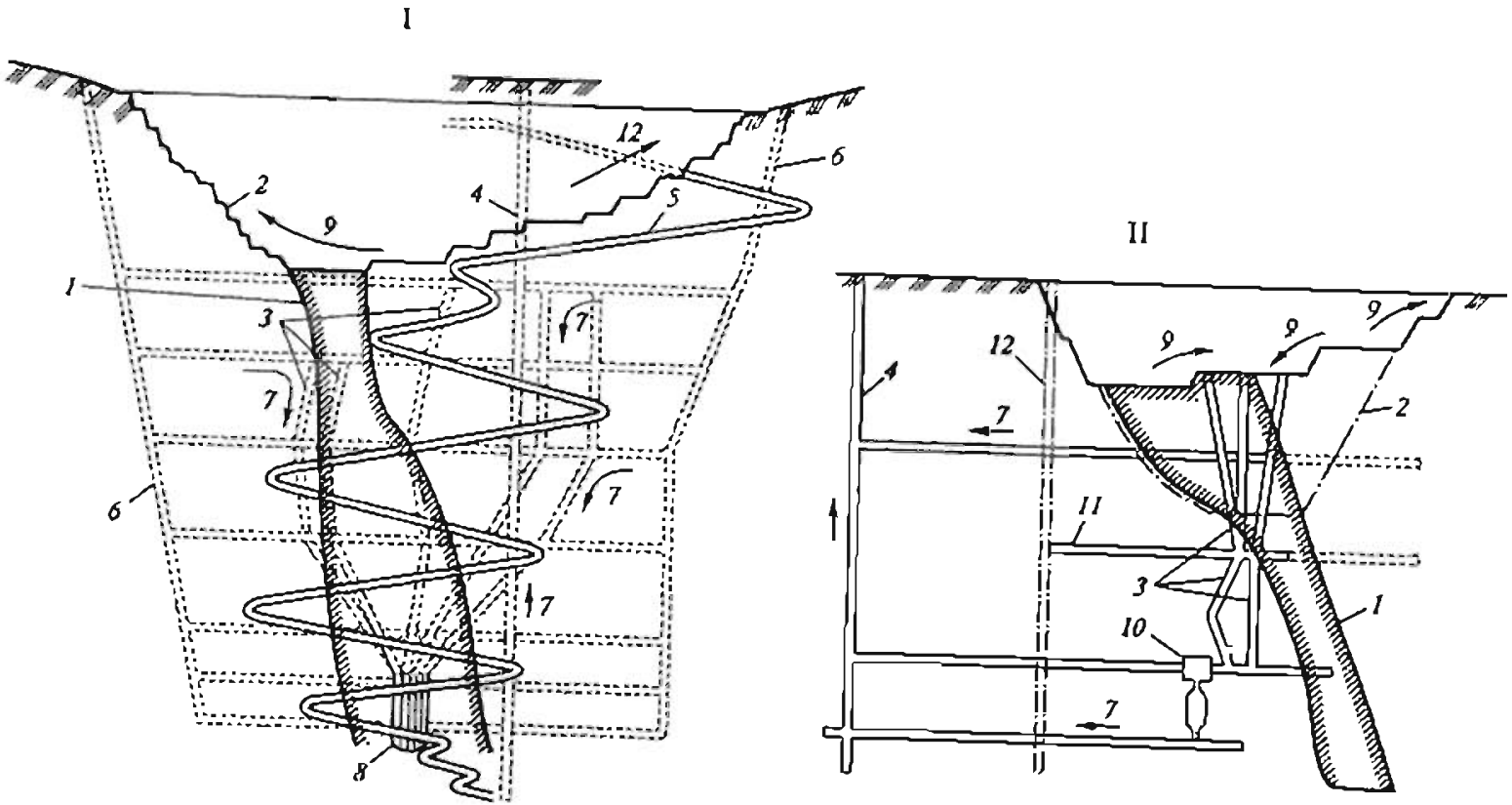
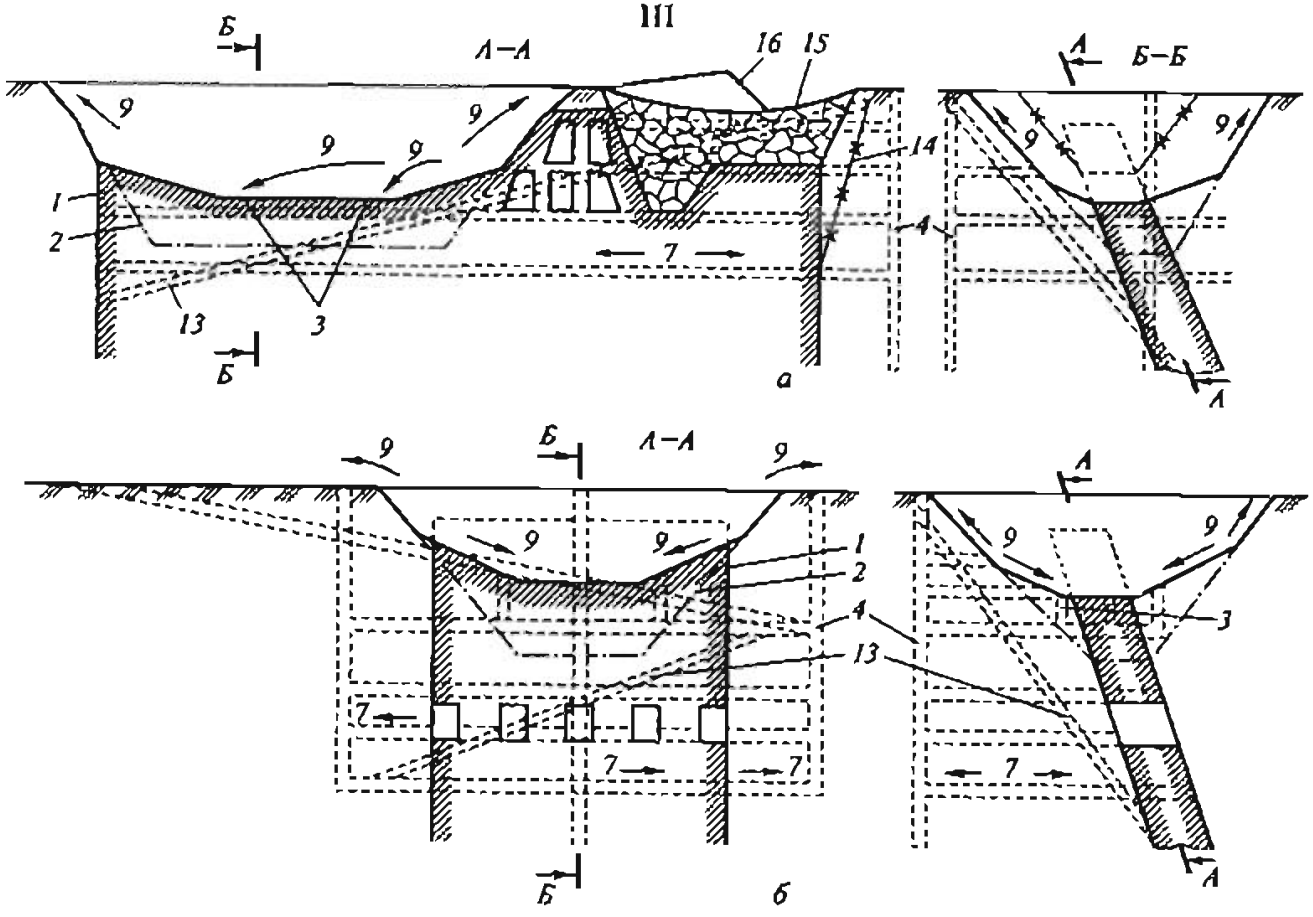


Рис. 15.1. Схемы совместного вскрытия карьерного и шахтного полей:

I — схема вскрытия независимыми открытыми и подземными транспортными выработками; II — схема вскрытия функционально разделенными выработками; III — схема вскрытия общими многоцелевыми подземными выработками при совмещении работ: *а* — в горизонтальной плоскости; *б* — в вертикальной плоскости; *1* — рудное тело; *2* — конечный контур карьера; *3* — рудоспуски; *4* — главный ствол; *5* — наклонный съезд; *6* — наклонный ствол; *7* — вентиляционно-вспомогательный ствол; *8* — вентиляционные восстающие; *9* — дренажные выработки; *10* — подземный дробильный комплекс; *11* — бункер рядовой руд; *12* — грузопотоки карьера; *13* — грузопотоки подземных работ; *14* — контур зоны обрушения; *15* — контур воронки обрушения; *16* — отвал вскрышных пород в зоне обрушения



Окончание рис. 15.1

• вентиляционными;

• многофункциональными — совмещающими ряд функций.

При выборе места заложения подземных выработок также должно учитываться сейсмическое воздействие на них массовых взрывов.

Сейсмобезопасное расстояние от места взрыва до подземных дренажных и транспортных выработок составляет около 100 м при массе заряда ВВ в одной ступени замедления не более 10 т. Это расстояние рекомендуется принимать в качестве минимально допустимого в схемах совместного вскрытия карьерного и шахтного полей подземными выработками. При уменьшении массы заряда ВВ минимальное расстояние может быть уменьшено до 30 м.

Определение конструктивных параметров борта карьера и объемов вскрыши при вскрытии месторождения подземными выработками

Угол наклона нерабочего борта карьера во многом определяется числом располагаемых на нем транспортных и предохранительных берм.

При вскрытии карьерного и шахтного полей общей системой подземных выработок с определенной глубины карьера транспортные бермы на предельном контуре могут быть использованы лишь в качестве вспомогательных в связи с доставкой всего грузопотока через рудоспуски. В этих условиях ширина берм может быть уменьшена. Это позволяет совместить горизонтальные бермы безопасности со спиральными автомобильными съездами. Такое совмещение обеспечит нормальные условия эксплуатации карьера даже при возникновении оползневых явлений ввиду наличия нескольких резервных берм, пригодных для использования в качестве транспортных. Совмещение берм безопасности и транспортных позволяет увеличить угол погашения бортов карьера до значений, допустимых по фактору устойчивости, и соответственно снизить объем вскрыши при заданной предельной глубине карьера или при фиксированном контуре карьера по поверхности — увеличить предельную глубину открытых работ.

Изменение параметров карьера в нижней его части (ниже ΔH) и соответствующее уменьшение объемов вскрыши ΔV оказано на рис. 15.2.

Угол погашения борта (при горизонтальных предохранительных бермах, см. рис. 15.2) определяется из условия

$$\operatorname{tg}\alpha_б = \frac{H_0}{\left(\dfrac{H_0}{h_у} - 1\right)Б_б + mБ_т + H_0 \operatorname{ctg}\alpha_у}, \qquad (15.1)$$

где $h_у$ и $\alpha_у$ — соответственно высота и достижимый угол заоткоски уступов на предельном контуре; $Б_б$ — ширина предохранительной бермы, устанавливается в соответствии с Едиными правилами безопасности; m — число транспортных берм, располагаемых на борту (или участке борта) высотой H_0; $Б_т$ — ширина транспортных берм, согласно нормам технологического проектирования для железнодорожного и автомобильного транспорта при двухпутном движении она равна соответственно 14 и 12 м, при однопутном — 7,5 и 5 м.

Число транспортных берм на борту карьера высотой H_0 при одном спиральном съезде

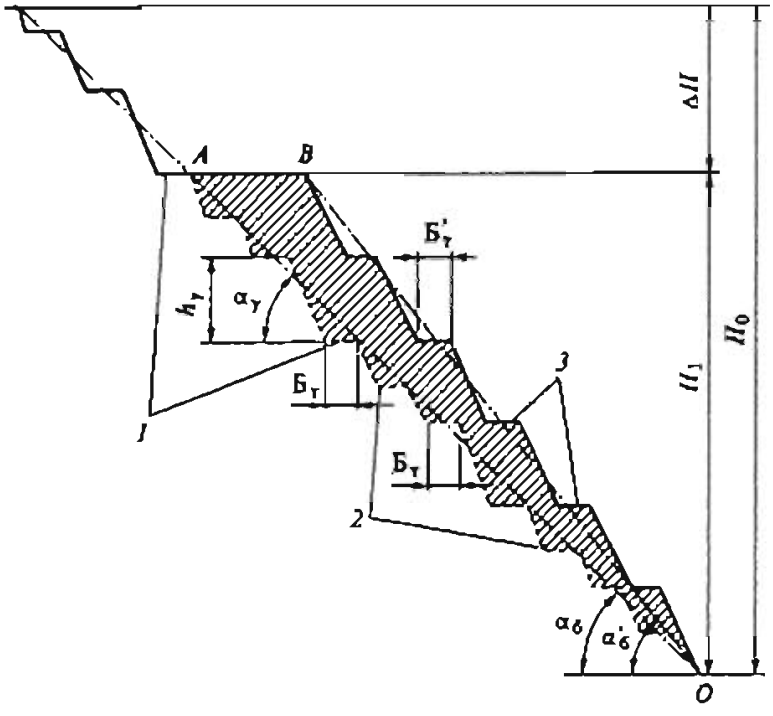


Рис. 15.2. Схема к расчету углов погашения бортов карьера по технологическим условиям.

1 — бермы безопасности; *2* — транспортные бермы; *3* — совмещенные бермы; *AOB* — разность объемов вскрыши при переходе на новый вид транспорта; ΔH — глубина карьера, с которой осуществляется переход на новый вид транспорта

$$m = \frac{H_0}{S_{ср}}, \tag{15.2}$$

где $S_{ср}$ — средний шаг подъема, т.е. расстояние между витками транспортной бермы по вертикали;

$$S_{ср} = 2\pi i R_{ср}, \tag{15.3}$$

i — проектный уклон наклона транспортной бермы (для автомобильного и железнодорожного транспорта принимается равным соответственно 8 и 5 %); $R_{ср}$ — средний радиус кривизны контура карьера до высоты H_0, определяемый (независимо от формы карьера) по уравнению

$$R_{ср} = \frac{P_{min} + P_{max}}{4\pi}, \tag{15.4}$$

P_{min}, P_{max} — периметр карьера соответственно по дну и по поверхности (или на высоте H_0).

Величины P_{min} и P_{max} связаны между собой углом погашения борта карьера $\alpha_б$:

$$P_{max} = P_{min} + 2\pi H_0 \operatorname{ctg} \alpha_б, \tag{15.5}$$

где $\alpha_б$ — средний угол погашения борта на высоте H_0, градус.

Уравнение (15.1) после подстановки условий (15.2) — (15.5) примет вид

$$\operatorname{tg} \alpha_б = \frac{3H_0}{(H_0 - h_т) + \dfrac{3H_0 Б_т}{(P_{min} + 2\pi H_0 \operatorname{ctg} \alpha_б)} + 3H_0 \operatorname{ctg} \alpha_т}.$$

Решая это уравнение для принятых значений H_0, $h_т$, $\alpha_т$, P_{min}, i и $Б_т$, можно определить технологически достижимые значения угла погашения борта $\alpha_б$ в зависимости от вида транспорта.

При вскрытии нижней части карьера H_1 подземными выработками число транспортных берм в связи с изменением направления грузопотоков может быть сведено к минимуму, вследствие чего угол наклона борта $\alpha_б$ может быть существенно увеличен. Более того, при разработке нижней части карьеров можно вообще отказаться от создания специальных транспортных берм, совместив их с предохранительными. В этом случае предохранительным бермам придают уклон, соответствующий проектному уклону транспортных магистралей. В этом случае угол погашения борта

$$\operatorname{tg} \alpha'_б = \frac{H_1 h_у}{Б'_т (H_1 - h_у) + H_1 h_у \operatorname{ctg} \alpha_у},$$

где $Б'_т$ — ширина транспортной бермы при совмещении ее с предохранительной. При этом всегда должно выдерживаться условие $Б'_т < Б_б$.

Сокращение числа берм в связи с совмещением транспортных берм с предохранительными позволяет существенно уменьшить объем вскрыши по карьеру в целом. Разность объемов вскрыши может быть подсчитана из выражения

$$\Delta V = \frac{1}{3}\{H_0[(S_{01} + S_{0max} + \sqrt{S_{01} S'_{0max}}) - (S'_1 + S'_{max} + \sqrt{S'_1 S'_{max}})] -$$

$$- H_1[(S_{0max} - S_{0min} + \sqrt{S_{0max} S_{01}} - \sqrt{S_{0min} S_{01}}) - (S'_{max} - S'_{min} + \sqrt{S_{0max} S'_1} - \sqrt{S'_1 S'_{0min}})]\},$$

где H_0 и H_1 — соответственно общая глубина карьера и высота его нижней части (от дна); S_{0max}, S_{01}, S_{0min} — площадь карьера по проектному варианту соответственно по верху, на глубине H_1 (от дна) и по дну карьера; S'_{max}, S'_1, S'_{min} — то же, при транспортировании горной массы по подземным выработкам.

15.7. Отработка запасов в бортах и под дном карьера

Отработку запасов, находящихся в бортах и под дном карьера, на рудных месторождениях можно предусматривать подземным способом и с площадок карьера с использованием погрузочно-доставочного оборудования и на пластовых (угольных) месторождениях — подземным способом и с площадок карьера комплексами глубинной разработки пластов (бурошнековыми машинами).

Применение выемочно-доставочного оборудования для выемки локальных запасов руды позволяет упростить схемы подготовки и отработки рудных блоков, удаленных от рабочих горизонтов подземного рудника и находящихся за пределами конечного контура карьера, использовать транспортные коммуникации, транспортное и погрузочное оборудование карьера. Сами выемочно-доставочные машины могут быть использованы в дальнейшем для подземной отработки запасов.

При отработке рудных запасов в бортах карьера (рис. 15.3) предусматривается проведение из карьера горизонтальных откаточных выработок на одном или нескольких горизонтах. Эти выработки могут быть связаны с транспортными коммуникациями подземного рудника или проведены независимо. В последнем случае важное значение приобретает решение вопросов проветривания забоев, доставки людей, материалов, снабжения водой, сжатым воздухом и энергией.

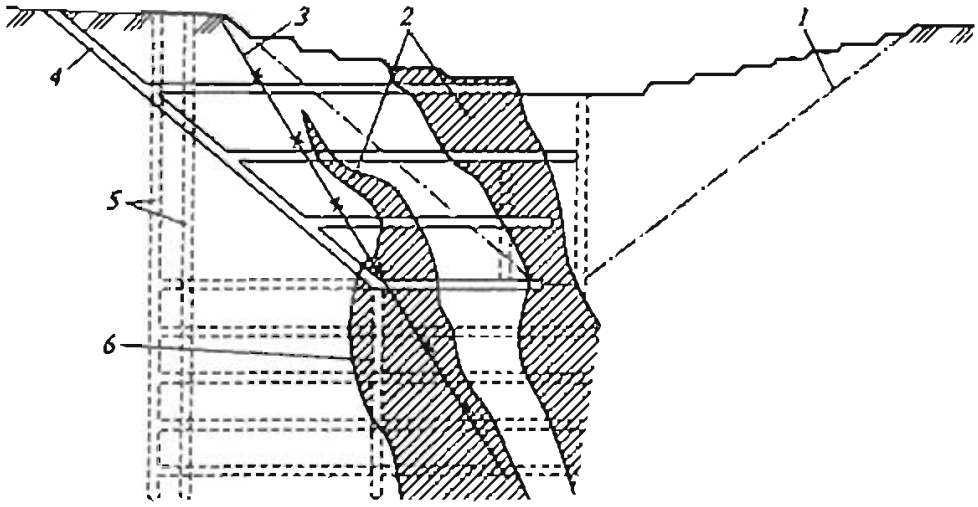


Рис. 15.3. Схема отработки запасов в бортах карьера:

1 — конечный контур карьера; *2* — рудное тело; *3* — зона сдвижения пород от подземных работ; *4* — наклонный подъемный ствол; *5* — вертикальные стволы; *6* — слепой вертикальный ствол

Разгрузку полезного ископаемого, доставляемого из этих выработок, можно предусматривать на перегрузочную площадку в карьере, под откос уступа или в рудоспуск.

Ширину перегрузочной площадки устанавливают в зависимости от принятой схемы перегрузки, параметров применяемого оборудования и динамики развития бортов карьера.

Угольные пласты, находящиеся за пределами конечного контура карьера (законтурные запасы), также могут разрабатываться комбинированным способом с площадок уступов. Эти локальные запасы могут быть представлены антиклинальными складками, свитами сближенных пластов различной мощности, мощными пластами со слоями угля, различными по петрографическому составу, пологими пластами средней мощности, залегающими на глубину до 80 м, участками расщепления мощных пластов на слои, залежами в виде линз, целиками под сносимыми объектами, барьерными целиками.

Разработку пластовых законтурных запасов можно осуществлять комплексом глубинной разработки пластов (КГРП), который позволяет с площадки карьера проходить подземные выработки шириной 3,2—3,5 м, высотой 1,22—3,5 м и длиной до 300 м. Пласты с углом падения более 65° отрабатывают посредством проведения ряда параллельных выработок с оставлением целика между ними шириной около одной трети от мощности пласта. Минимальная ширина целика — 1 м. Названная технология позволяет извлекать до 75—85 % угля при сохранении его природного качества. Величина потерь угля определяется размерами выработок, мощностью пласта и размерами целиков.

Комплекс состоит из режущего модуля, в качестве которого используется электроприводной комбайн «JOY» 14CM10 или 14CM15 с цилиндрическим режущим барабаном, системы подбора и транспортирования отбитого угля, толкателя, обеспечивающего подачу рабочего оборудования. Транспортирование угля осуществляется двумя шнеками, состоящими из отдельных секций длиной 6,1 м, которые наращивают по мере подвигания забоя. Комплекс смонтирован на гусеничных тележках. Его размеры: ширина — 11,58 м, высота — 9,14 м, длина — 14,02 м (от борта до задних гусениц), 19,81 м (от борта до цилиндра в выдви-

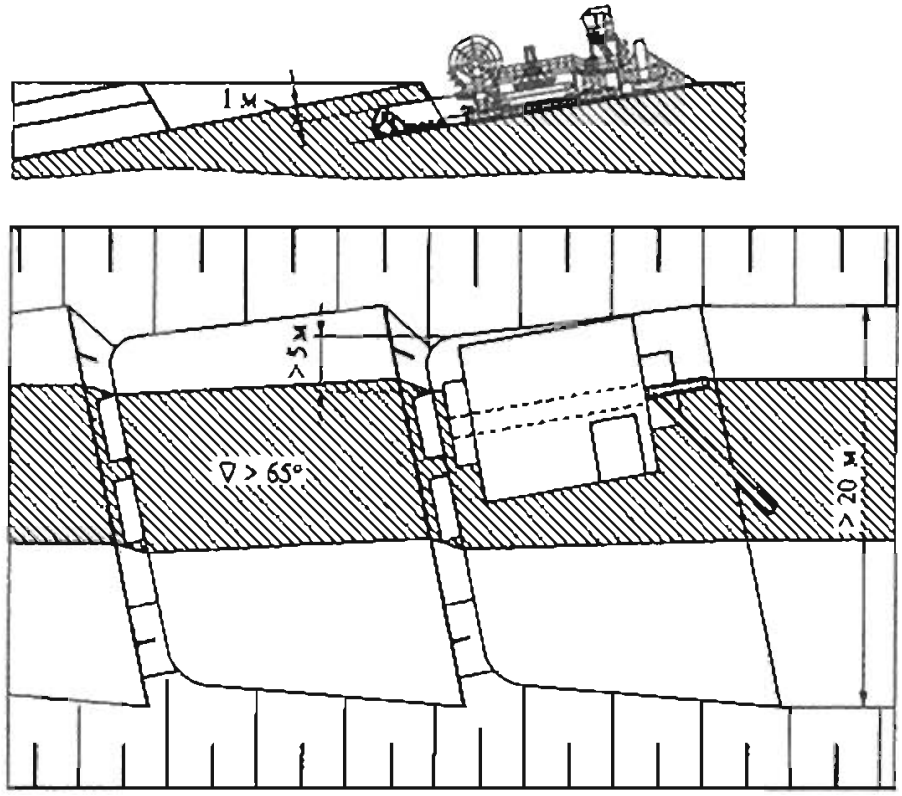


Рис. 15.4 Схема разработки пологих и крутопадающих пластов комплексом КГРП

нутом положении). Питание комплекса осуществляется от собственной дизель-генераторной установки мощностью 1150 кВт. Производительность КГРП составляет около 150 тыс. т в месяц.

Технологическую схему работы комплекса проектируют исходя из его габаритов и рабочих параметров, горно-геологических условий месторождения, физико-механических свойств пород, геометрических характеристик залегания пластов.

При разработке пологих пластов рабочая площадка будет горизонтальной или наклонной, ориентированной по простиранию пласта (до 15—25°) и развернутой относительно его простирания в зависимости от угла падения. При разработке крутопадающих пластов рабочая площадка представляет собой наклонную берму, расположенную вдоль простирания пласта, ориентированную по нормали к нему (при угле залегания пласта 75° поперечный уклон составляет 15°) (рис. 15.4).

Отработка законтурных запасов также может быть осуществлена бурошнековыми машинами. Они предназначены для разработки горизонтальных, пологих и наклонных пластов мощностью до 2—2,5 м посредством выбуривания пласта скважинами диаметром 500—1000 мм. Применяют одно- и многошпиндельные машины.

Диаметр скважины принимают на 15—20 см меньше мощности разрабатываемого пласта.

Рабочим органом бурошнековой машины является секционный шнек; длина одной секции до 6 м. Глубина скважины 60—70 м. Скорость бурения 1—5 м/мин. Для предотвращения обрушения покрывающих и вмещающих пород скважины бурят на расстоянии 15—20 см друг от друга, что вместе с недобу-

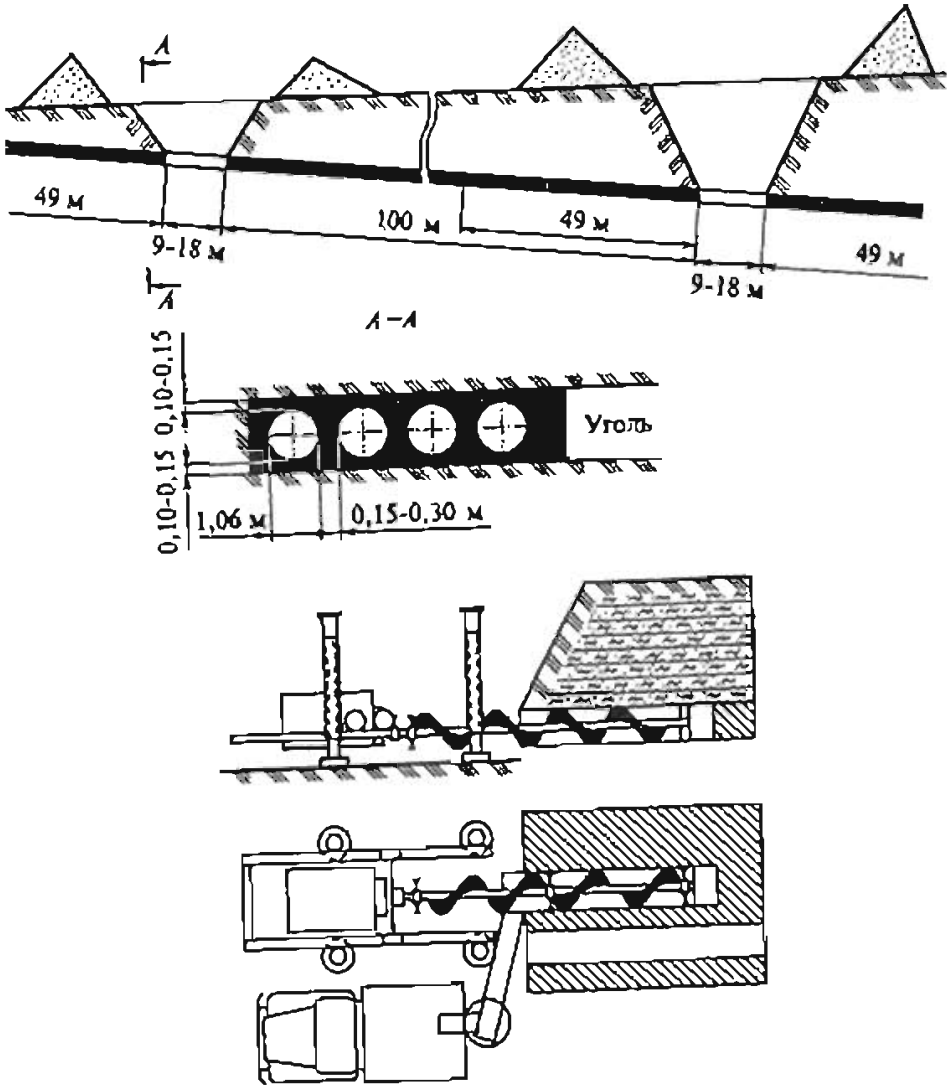


Рис. 15.5. Схема отработки пластов бурошнековой машиной

ром у кровли и почвы пласта приводит к потерям угля при использовании одношпиндельных машин до 50—60 %. При применении многошпиндельных машин за счет того, что целики оставляют только между группами скважин, потери снижаются до 30—40 %. Схема отработки пласта бурошнековой машиной приведена на рис. 15.5.

Контрольные вопросы и задания

1. Раскройте значение термина «комбинированная разработка месторождения». Какие виды совмещения открытых и подземных горных работ используют при комбинированной разработке?
2. Каковы особенности проектирования производительности и срока службы предприятия при комбинированной разработке?
3. В чем состоят особенности проектирования открытых горных работ в переходных зонах?
4. Каковы принципы совместного вскрытия карьерного и шахтного полей?
5. Как осуществляется отработка запасов в бортах и подошве карьера:
   - рудных месторождений;
   - угольных (пластовых) месторождений?

Часть пятая

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРИРОДООХРАННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Открытые горные работы оказывают негативное влияние на все важнейшие компоненты, составляющие среду обитания человека: атмосферу, гидросферу, литосферу. Оно выражается в следующем: в нарушении земель и изъятии их из хозяйственного пользования; загрязнении водных источников; нарушении гидробаланса; загрязнении атмосферы пылью и газами; образовании твердых отходов в больших количествах. Помимо перечисленных факторов в основном физико-химического характера, в последнее время негативно проявляются также биологические и радиационные.

Объемы выбросов, нарушаемых земель и других воздействий на природу в значительной степени определяются интенсивностью работ, техникой и технологией их ведения, содержанием вредных компонентов в выбросах и отходах.

Некоторый объем выбросов естественно перерабатывается в природной среде. Однако при возрастании этого объема, связанном с высокой производительностью предприятия или суммированием воздействия выбросов данного карьера с выбросами других предприятий, может быть превышен тот критический уровень, за которым лежит невосстанавливаемое разрушение окружающей природной среды. Влияние факторов, негативно воздействующих на природу, выходит далеко за пределы юридических границ предприятия и может отмечаться на значительном удалении от него.

Предупреждение загрязнения окружающей природной среды возможно лишь путем ограничения выбросов, сооружения для их утилизации эффективных санитарно-технических установок.

При определении допустимого воздействия карьера на окружающую природную среду необходимо иметь: характеристики состояния природной среды до строительства карьера; перечень производственных факторов, влияющих на среду; месторасположение источников выбросов, состав загрязняющих веществ.

Следовательно, при проектировании карьера необходимо выбрать такие способы и средства открытой разработки, использование которых позволит обеспечить минимально возможный уровень негативного воздействия на окружающую природную среду при выполнении целей проекта по количеству и качеству извлекаемых из недр ископаемых. Этот уровень не должен превышать установленных для данной местности допустимых норм, т.е. на принимаемые при проектировании решения должны налагаться специфические ограничения, определяемые рядом факторов воздействия проектируемого карьера на окружающую природную среду. Их выполнение может быть осуществлено выбором про-

изводительности карьера, техники и технологии процессов, реализацией комплекса мер по подавлению или уменьшению вредного воздействия выбросов из источников загрязнения, проведением природоохранных мероприятий.

При контроле за промышленными выбросами вредных веществ используются следующие показатели.

Для атмосферы: предельно допустимая концентрация (ПДК) и предельно допустимый выброс (ПДВ) вредного вещества или временно согласованный выброс (ВСВ), степень очистки отходящего газа, степень улавливания вредного вещества.

Для сточных вод: предельно допустимый сброс (ПДС) вредного вещества в водный объкт, удельное количество выделяющегося вредного вещества, удельное выделение вредного вещества, под которым понимают массу загрязняющего вещества, выделяющегося в ходе технологического процесса при переработке единичного количества сырья.

Нормативы ПДВ являются основой для проведения экологической экспертизы и планирования мероприятий по снижению загрязнения атмосферы.

Проекты нормативов ПДВ, ВСВ, ПДС согласовываются с соответствующими организациями, проходят экспертизы и затем утверждаются.

ГЛАВА 16. ПРОЕКТИРОВАНИЕ НОРМАЛЬНОГО СОСТАВА АТМОСФЕРЫ КАРЬЕРА

Проектирование нормального состава воздуха в карьере и на примыкающей к нему территории включает прогнозирование и собственно проектирование. Результаты прогноза являются исходными данными для проектирования.

Основная задача прогнозирования — *оценка* ожидаемого уровня загрязнения атмосферы в карьере и на прилегающей территории в зависимости от: этапа отработки карьера, его геометрических размеров; горно-геологических и горно-технических условий; принятой технологии добычных, вскрышных и отвальных работ; интенсивности и размещения источников вредных выбросов, планируемых изменений технологии и производительности отдельных комплексов оборудования и карьера в целом; времени проведения и длительности отдельных технологических процессов; эффективности естественного проветривания карьера, направления ветра, микроклиматических условий в карьере и изменения метеорологических элементов на поверхности, а также условий погоды и сезонов года и т.п. и *выявление соответствия* в характерные календарные периоды уровня загрязнения санитарно-гигиеническим нормам.

Проектирование нормального состава атмосферы в карьере и на прилегающих территориях включает:

- расчет валовых выбросов пыли и газов в атмосферу;
- разработку технологических решений производства горных работ, позволяющих минимизировать вредные выбросы и обеспечить за счет этого нормализацию состава атмосферы в карьере и на примыкающих территориях;
- разработку мероприятий по снижению вредных выбросов;

• формирование ряда возможных сочетаний технологических решений и мероприятий по снижению вредных выбросов и выбор их рационального сочетания.

При разработке раздела проекта по обеспечению нормального состава атмосферы в карьере необходимы следующие исходные данные:

• планы и профили карьера, планы размещения и динамика изменения отвалов на различных этапах развития горных работ. Продолжительность этапа принимают равной 8—10 годам;

• план поверхности с расположением внешних источников вредных выбросов (складов готовой продукции, вспомогательных цехов, внешних автомобильных дорог и т.п., а также поселков, лесонасаждений и водоемов);

• химический и минералогический составы разрабатываемых горных пород, их физико-механические и фильтрационные свойства, влажность, возможные притоки воды, содержание в них вредных примесей;

• число, характеристики и местоположение внутренних и внешних источников вредных выбросов по этапам развития горных работ (наименование вредных веществ, интенсивность их выделения, начальная концентрация, температура, плотность, скорость выхода в атмосферу и количество выбрасываемого загрязненного воздуха), полученные из технологической части проекта, норм технологического проектирования, по данным натурных обследований аналогичных предприятий или из санитарных характеристик, указанных в паспортах технологического оборудования, а также расчетным путем;

• характеристика загрязнения воздуха, поступающего для проветривания карьера (фоновая концентрация), одноименными или однонаправленного действия с веществами, выделяемыми внутренними и внешними источниками, устанавливаемая на основе данных санитарно-эпидемиологических станций (СЭС) или натурных замеров;

• сведения о характеристиках метеорологических элементов района расположения карьера, устанавливаемые на основе климатологических справочников или материалов метеостанции в районе его строительства (интенсивность и распределение солнечной радиации по периодам года; данные о среднесуточном ходе скорости ветра; средние, минимальные и максимальные скорости ветра для каждого месяца; число штилевых дней, распределение штилей в течение суток и по месяцам, средняя и максимальная продолжительность штилей; роза ветров; число дней с туманом по месяцам и их продолжительность (средняя и максимальная); среднемесячный ход влажности воздуха и почвы в течение года; продолжительность периода с отрицательными температурами воздуха и почвы; среднемесячные температуры воздуха с указанием их абсолютных максимумов и минимумов; распределение осадков в течение года и другие данные, оказывающие влияние на санитарную характеристику воздуха в карьере;

• особенности рельефа и ландшафта местности, влияющие на эффективность проветривания карьера и состояние атмосферы в районе его строительства, выявляемые из топографических карт и на основе рекогносцировки местности.

Анализ исходных данных и проектирование комплекса мероприятий выполняют в следующем порядке:

• оценивают удельный вклад всех источников, выбросы которых вызывают загрязнение воздуха общей атмосферы карьера и на рабочих местах. Исходя из

этого, устанавливают те виды оборудования и источники, выбросы которых играют главную роль в общем балансе их поступления в карьер;

• оценивают общую требуемую эффективность комплекса мероприятий по предупреждению загрязнения воздуха карьера, атмосферы примыкающих к нему населенных пунктов;

• обосновывают и выбирают комплекс инженерно-технических мероприятий по борьбе с выбросами, которые могут включать в себя предупреждение образования, подавление, улавливание и связывание вредных выбросов, и рассчитывают общую фактическую эффективность выбранного комплекса инженерно-технических мероприятий, которая сопоставляется с установленной расчетом общей требуемой эффективностью. Равенство или превышение общей фактической эффективности над требуемой свидетельствует о достаточности выбранных средств для обеспечения нормального состава воздуха на рабочих местах. Для предупреждения загрязнений атмосферы при штилях и инверсиях целесообразно дополнительно предусматривать применение средств искусственной вентиляции. В случае, если общая фактическая эффективность меньше требуемой, необходимо разработать дополнительные технологические и организационные мероприятия по вентиляции.

При проектировании вентиляции целесообразно в первую очередь рассмотреть возможности активизации естественного воздухообмена, а в случае необходимости — и искусственное проветривание.

Основой комплекса мероприятий, направленных на обеспечение и поддержание нормальной атмосферы в карьерах, являются методы и средства сокращения содержания пыли и газов в воздухе, выделяемом различными источниками

Система разработки, вскрытие, технология и средства механизации работ должны выбираться таким образом, чтобы свести к минимуму образование вредных выбросов.

Необходимо также принять в расчет возможность управления характеристиками воздушной среды путем организационных мероприятий, предусматривающих ведение того или иного процесса или операции с учетом допустимого воздействия на окружающую атмосферу в различные моменты времени и в разных условиях. В частности, это относится к периодам штилей, инверсий, когда ослабление естественного воздухообмена делает нежелательным, а в некоторых случаях и недопустимым проведение тех или иных опасных по своим возможным последствиям в санитарном плане мероприятий. Целесообразно планировать: развитие горных работ, обеспечивающее оптимальную схему естественной вентиляции карьеров; отработку нагорных карьеров без образования замкнутых выемок; проведение взрывных работ с рациональной массой одновременно взрываемых ВВ, сеткой скважин, величиной и конструкцией зарядов, очередностью их инициирования; расположения оборудования и его перемещения таким образом, чтобы распространение вредных выбросов происходило с минимально возможным захватом рабочих мест.

Неотъемлемой частью определения ожидаемого уровня загрязнения атмосферы карьера и прилегающей территории является расчет выбросов вредных веществ. Во всех случаях, при прочих равных условиях, чем меньше их валовый выброс, тем лучше показатели ПДВ или ВСВ. Этот принцип может использоваться при сравнении технических решений по экологическим показателям.

Основные источники вредных выбросов в карьерах следующие: бурение, взрывание, вторичное дробление, выемочно-погрузочные работы, транспорти-

рование горной массы, сдувание пыли с поверхностей бортов карьеров и отвалов, промышленные выбросы аэрозолей в карьерное пространство близлежащими промышленными предприятиями и др. Вредные выбросы изменяют состав воздуха и увеличивают количество содержащейся пыли.

Изменение состава воздуха на горных предприятиях сводится к уменьшению содержания кислорода и увеличению содержания диоксида углерода, азота, ядовитых и взрывоопасных газов. Кроме того, меняются температура, влажность воздуха и атмосферное давление.

Санитарными правилами установлены следующие нормы содержания газов в воздухе.

Содержание *кислорода* в тех местах, где работают люди, должно быть не меньше 20 %.

Содержание азота не нормируется

Предельно допустимая массовая доля *оксида углерода* CO 0,0017 %.

В атмосфере карьеров *оксиды азота* могут быть представлены оксидом азота NO, диоксидом азота NO_2, тетраоксидом диазота N_2O_4, пентаоксидом диазота N_2O_5. Эти оксиды имеют темно-бурый цвет и резкий запах. Наиболее устойчивы в воздухе NO_2 и N_2O_4.

Смертельное отравление вызывает содержание оксидов азота в воздухе, равное 0,025 %. Предельно допустимое содержание газа в действующих выработках карьеров в пересчете на NO_2 составляет 0,00026 %.

Предельно допустимое содержание *сернистого газа* (SO_2) 0,00038 %. Запах ощутим при содержании 0,0005 %; смерть наступает при содержании 0,05 %.

Предельно допустимая норма *сероводорода* (H_2S) 0,00071 %.

Акролеин (CH_2CHCOH) — летучая жидкость (легко воспламеняющаяся), с запахом пригорелых жиров. Выделяется при работе двигателей внутреннего сгорания. Пары акролеина в 1,9 раза тяжелее воздуха, легко растворимы в воде.

Пребывание в атмосфере с содержанием акролеина 0,014 % в течение 10 мин опасно для жизни. Предельно допустимое содержание в воздухе 0,00009 %.

Формальдегид (CH_2O) — муравьиный альдегид — газ с резким неприятным запахом. Плотность по отношению к воздуху — 1,04. Легко растворим в воде. Образуется при работе двигателей внутреннего сгорания.

Предельно допустимое содержание формальдегида 0,00004 %.

Аммиак (NH_3) — газ без цвета с характерным резким запахом.

Допустимое содержание аммиака в воздухе 0,0025 %.

16.1. Расчет валовых выбросов пыли при буровых работах

При производстве буровых работ происходит значительное выделение в атмосферу пыли; средняя интенсивность пылевыделения может составлять 4,3 г/с. Наибольшую опасность представляет мелкодисперсная пыль.

В типичных условиях бурения вскрышных пород доля частиц с линейными размерами менее 0,05 мм составляет в среднем 12—15 % от общей массы образующихся продуктов разрушения. Без применения пылеподавляющих и пылеулавливающих устройств при бурении скважин диаметром 320 мм, при сетке скважин 8 × 8 м объем запыленного воздушного пространства, приходящийся

Таблица 16.1

Удельное пылевыделение при работе буровых станков

Буровой станок	Средняя объемная производительность станка, м³/ч, при крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова					Средства подавления или улавливания пыли*	Удельное пылевыделение, кг/м³, при бурении пород крепостью по шкале М.М Протодьяконова (f)									
							Угли	Известняки, углистые сланцы, конгломераты	Алевролиты, аргиллиты, слабосцементированные известняки	Алевролиты плотные, аргиллиты средней плотности, колчеданы	Песчаники крепкие, доломиты плотные, аргиллиты весьма плотные, амфиболиты	Сланцы	Безрудные роговики	Магнетитовые роговики		Плотные магнетитовые роговики
	f = 1÷2	f = 2÷4	f = 4÷6	f = 6÷8	f = 8÷10		f = 1÷2	f = 2÷4	f = 4÷6	f = 6÷8	f = 8÷10	f = 4÷6	f = 6÷8	f = 8÷10	f = 10÷12	f = 12÷14
СБШ-200	1,46	1,41	1,21	0,98	0,83	ВВП	0,5	0,6	0,9	1,4	2,4	0,9	1,9	2,4	3,7	4,2
						УСП	0,7	0,8	1,3	2	3,4	1,3	2,6	3,3	5,2	5,9
						БСП	15,5	20	32	49,5	84,5	32,3	64,6	83,1	129,2	147,6
СБШ-250	2,18	2,02	1,8	1,5	1,29	ВВП	0,4	0,5	0,7	1,1	1,9	0,8	1,5	1,9	3	3,5
						УСП	0,5	0,6	0,9	1,3	2,4	1	1,9	2,5	3,9	4,4
						БСП	14	18	23,5	35,5	61	24,1	48,3	62,5	96,5	110,4
СБШ-320	4,07	3,61	3,16	2,65	2,29	ВВП	0,5	0,6	0,9	1,4	2,4	0,9	1,9	2,4	3,7	4,2
						УСП	0,6	0,7	1,2	1,8	3,1	1,2	2,3	3	4,7	5,3
						БСП	13,5	15	29	44,5	77,5	29,3	58,5	75,3	117,1	133,8

*ВВП — водовоздушное пылеподавление; УСП — сухое пылеулавливание; БСП — без средств пылеподавления, недопустимый или аварийный режим работы станка.

на каждый кубический метр подготовленной к взрыву породы, составит 8000—10 000 м^3 (при этом концентрация пыли в воздухе составляет 50 мг/м^3).

Масса пыли, т/год, выделяющейся при бурении скважин,

$$m_{гб} = \sum_{i=1}^{n} Q_{оп\,i} q_i T_i K_2 \cdot 10^{-3},$$

где $Q_{оп\,i}$ — объемная производительность i-го станка по выбуриванию породы из скважины, м^3/ч; q_i — удельное пылевыделение с 1 м^3 выбуренной породы i-м станком, кг/м^3; T_i — чистое время работы бурового станка в год, ч; n — общее число работающих станков; K_2 — коэффициент, учитывающий влажность материала.

Значения коэффициента K_2, учитывающего влажность материала

Влажность материала, %	До 0,5	0,6—1	1,1—3	3,1—5	5,1—7	7,1—8	8,1—9	9,1—10	10
K_2	2	1,5	1,3	1,2	1	0,7	0,3	0,2	0,1

Величина $Q_{оп\,i}$, м^3/ч, для любого типа станков может быть получена из показателей технической (линейной) производительности по выражению

$$Q_{оп\,i} = Q_{эп} \frac{\pi d^2}{4} \cong 0{,}785 Q_{эп} d^2,$$

где $Q_{эп}$ — техническая производительность станка, м/ч; d — диаметр скважины, м.

Величина $Q_{эп}$ может быть определена по скорости бурения и времени вспомогательных операций по выражению

$$Q_{эп} = \frac{60}{t_0 + t_в} = \frac{60}{60/v_б + t_в},$$

где t_0 — время бурения 1 м скважины, мин/м; $t_в$ — удельное время вспомогательных операций при бурении, мин/м; $v_б$ — скорость бурения, м/ч.

Для группы однотипных станков, работающих в одинаковых условиях эксплуатации,

$$m_{гб} = Q_{оп\,i} q_i T_i n_{ст} \cdot 10^{-3},$$

где $n_{ст}$ — общее число однотипных станков.

Максимальный разовый выброс вредных веществ при бурении скважин, г/с,

$$m_{гб} = Q_{оп\,i} q_i / 3{,}6.$$

Значения удельного пылевыделения при работе буровых станков на угольных месторождениях приведены в табл. 16.1.

16.2. Расчет валовых выбросов вредных веществ при взрывных работах

Массовый взрыв на карьере является мощным периодическим источником выброса в атмосферу большого количества пыли и газов. В настоящее время суммарная масса взрываемого ВВ доходит до 800—1200 т, а удельное количество

пыли, выделяемое при взрыве, изменяется в диапазоне 30—160 г/м^3 в зависимости от рецептуры ВВ и свойств взрываемых пород; с увеличением крепости пород удельное количество пыли на единицу объема горной массы возрастает.

Вредные примеси выделяются в атмосферу в виде пылегазового облака. Часть вредных газов (около одной трети) остается во взорванной горной массе и затем выделяется в атмосферу.

Образовавшаяся пыль оседает в карьере и на прилегающих к нему территориях, являясь в дальнейшем источником пылевыделения, а также образуя с атмосферными осадками так называемые дождевые сточные воды. Растворение взрывчатых веществ приводит к увеличению концентрации NO_x в производственных водах.

Основными вредными газами, выделяющимися при взрыве промышленных ВВ, являются оксид углерода CO и оксиды азота $NO_x(NO + NO_2)$. Загрязнение окружающей среды происходит за счет выделения вредных газов и пыли из пылегазового облака (ПГО) и газов из взорванной горной массы.

Масса вредных газов (оксид углерода, оксиды азота), т, выбрасываемых с пылегазовым облаком (ПГО),

$$m_{ll} = \sum_{l=1}^{2} q_{ycl} K \sum Q_{вв} \cdot 10^{-6},$$

где K — переводной коэффициент, зависящий от определяемого вредного газа (для CO K = 1÷25 г/л, для NO_x K = 1÷4 г/л); q_{ycl} — удельное содержание вредных газов в ПГО при взрыве 1 кг взрывчатых веществ (ВВ), л/кг (табл. 16.2); $Q_{вв}$ — масса взрываемого ВВ, кг.

Таблица 16.2

Удельное содержание вредных веществ, л/кг, в пылегазовом облаке (ПГО) и взорванной горной массе (ГМ) при различных коэффициентах крепости пород

ВВ	Коэффициент крепости пород	Вредные вещества						
		ПГО (q_{ycl})		ГМ ($q_{гм}$)		Всего		
		CO	NO_x	CO	NO_x	CO	NO_x	$CO_{усл}$
Граммонит 79/21	14—16	11	1,8	4,5	0,74	15,5	2,54	32
	13—15	9,4	2,4	3,6	0,93	13	3,33	34,6
	12—13	8,7	2,4	3,5	1,08	12,2	3,48	34,8
	10—12	7	4,8	3,2	2,2	10,2	7	55,7
	9—10	6,1	5	3,3	2,7	9,4	7,7	59,4
	6—8	5,8	5,7	2,5	2,5	8,3	8,2	61,6
	2—5	5,3	6,9	2,3	2,9	7,6	9,8	71,3
Граммонит 50/50	13—15	23,6	2	9,6	0,82	33,2	2,82	51,5
	12—13	21,3	2,3	9,5	1,04	30,8	3,34	52,4
Гранулотол	16—18	52	1,5	18,2	0,52	70,2	2,02	83,1
	14—16	47,2	2,1	18,2	0,81	65,4	2,92	84,4
	13—15	41	1,8	16,8	0,74	57,8	2,54	74,3
	12—14	36	2,2	16,2	0,99	52,2	3,19	72,8

ВВ	Коэффициент крепости пород	Вредные вещества						
		ПГО ($q_{гл}$)		ГМ ($q_{гм}$)		Всего		
		CO	NO_x	CO	NO_x	CO	NO_x	$CO_{усл}$
Игданит*	8—10	9	4,5	3,8	1,3	12,8	5,8	50,5
Гранулит С-6М	5—7	7,6	5	2,3	2,2	9,9	7,2	56,7
Гранулит УП	2—4	6	6,7	1,8	2,6	7,8	9,3	65
Эмульсионные ВВ**		3,3	0,8	1,4	0,4	4,7	1,2	12,5

*Данные относятся только к игданиту на пористой селитре или с загущающими тонкодисперсными добавками.

**Данные лабораторно-полигонных испытаний ВостНИИ эмульсионных ВВ: порэмита-1 и аналогичной рецептуры опытного образца — эмульсита (содержание CO — 4,7 л/кг, NO_x — 1,2 л/кг ВВ в газообразных продуктах взрыва открытого заряда ВВ без работы разрушения). Эти итоговые результаты разнесены по ПГО и горной массе в тех же соотношениях, что и для ВВ других рецептур: 70 % газов — в ПГО и 30 % — в горной массе.

Масса вредных газов, оставшихся во взорванной горной массе и постепенно выделяющихся в атмосферу, т,

$$m_{г2} = \sum_{i=1}^{2} C_{гм\,i} Q_{гм} (K_р - 1) \cdot 10^{-9},$$

где $C_{гм\,i}$ — концентрация вредного газа во взорванной горной массе, мг/м^3; $Q_{гм}$ — объем взорванной горной массы, м^3; $K_р$ — коэффициент разрыхления.

$$C_{гм\,i} = q_{гм\,i} K \sum Q_{вв} \cdot 10^3 / [Q_{гм} (K_р - 1)],$$

где $q_{гм\,i}$ — удельное содержание вредных газов во взорванной горной массе в зависимости от крепости пород и рецептуры ВВ, л/кг (см. табл. 16.2).

Продолжительность выделения в атмосферу вредных веществ до уровня ПДК оценивается в конкретных условиях эксплуатации.

Расчет общей массы вредных газов, выделившихся при взрыве (по условной CO), т,

$$M_г = m_{г1CO} + m_{г2CO} + (m_{г1NO_x} + m_{г2NO_x}) 6{,}5,$$

где 6,5 — переводной коэффициент к CO.

Масса твердых частиц (пыли), выбрасываемых с ПГО, т,

$$m_п = q_п Q_{гм} \cdot 10^{-3},$$

где $q_п$ — удельное пылевыделение из 1 м^3 горной массы в зависимости от крепости пород и рецептуры ВВ: для эмульсионных ВВ при $f = 5 \div 6$ $q = 2$ кг/м^3; для ВВ, не содержащих воды:

Крепость пород f	2—4	4—6	8—10	12—14
Удельное пылевыделение $q_п$, кг/м^3 . . .	0,03	0,04	0,06—0,08	0,09—0,11

Суммарная масса вредных веществ, выделяющихся при одном взрыве, т,

$$M_{\Sigma} = m_{г1} + m_{г2} + m_{п}.$$

Для определения массы вредных веществ, выделившихся при взрывах в течение года, M_{Σ} следует умножить на количество взрывов за этот период.

16.3. Расчет валовых выбросов вредных веществ при выемочно-погрузочных работах

Выемочно-погрузочные работы сопровождаются значительным пылевыделением.

На интенсивность пылевыделения оказывают влияние объем одновременно разгружаемой породы, высота разгрузки, угол поворота экскаватора. Так, при работе одноковшовых экскаваторов в высоких забоях из-за обрушения верхней части уступа запыленность повышается в 1,5—5 раз. Запыленность воздуха изменяется почти в таких же соотношениях, как и объем одновременно разрушаемой породы. Завышение высоты разгрузки и угла поворота экскаватора ведет к увеличению запыленности воздуха.

Масса пыли, выделяющейся при работе одноковшовых экскаваторов, т/год,

$$m_{э1} = q_{уд}(3{,}6EK_{э} / t_{ц})T_{г} K_{1} K_{2} \cdot 10^{-3},$$

где $q_{уд}$ — удельное выделение твердых частиц (пыли) с 1 м^3 отгружаемого (перегружаемого) материала, г/м^3 (табл. 16.3); E — вместимость ковша экскаватора, м^3; $K_{э}$ — коэффициент экскавации (табл. 16.4); $t_{ц}$ — время цикла экскаватора, с; $T_{г}$ — чистое время работы экскаватора в год, ч; K_1 — коэффициент, учитывающий скорость ветра, м/с. Определяется по наиболее характерному для данной местности значению скорости ветра.

Значения коэффициента K_2 приведены ранее.

Таблица 16.3

Удельное пылевыделение экскаваторов при работе в забое и на отвале

Оборудование	$q_{уд}$, г/м^3, в зависимости от крепости f						
	пород					углы	
	2	4	6	8	10	1	2
Одноковшовые экскаваторы:							
ЭКГ-5А	2,4	3,4	4,8	7,2	10,9	1,93	1,93
ЭКГ-8И	2,9	4,1	5,8	8,7	13,2	2,78	2,78
ЭКГ-10	3,1	4,4	6,3	9,4	14,3	2,84	2,84
ЭКГ-12,5	3,1	4,4	6,3	9,4	14,3	2,86	2,86
ЭКГ-15	3,8	5,4	7,6	11,4	17,3	2,84	2,84
ЭКГ-20	4,2	5,9	8,4	12,7	19,2	—	—
ЭКГ-30	4,8	6,8	9,6	14,4	21,8	—	—
Роторные экскаваторы:							
ЭРГ-1250 ОЦ	—	—	—	—	—	20	28
ЭРГ-1250	—	—	—	—	—	20	28
ЭРП-2500	—	—	—	—	—	11	15

Оборудование	$q_{уд}$, г/м³, в зависимости от крепости f						
	пород					угля	
	2	4	6	8	10	1	2
ЭРП-5250	—	—	—	—	—	7	8
Экскаваторы, работающие на отвале:							
ЭКГ-5А	3,1	4,4	6,2	9,4	—	—	—
ЭКГ-8И	3,8	5,3	7,5	11,3	—	—	—
ЭШ6.5. 45У	7,2	10,1	14,3	21,4	—	—	—
ЭШ14.50	7,2	10,1	14,3	21,4	—	—	—
ЭШ20.65	10,3	14,4	20,4	30,5	—	—	—
ЭШ11.70	10,8	15,2	21,5	32,2	—	—	—
ЭШ40.85	12,5	17,4	24,7	36,9	—	—	—
ЭШ15.90	14,1	19,7	27,9	41,8	—	—	—
ЭШ20.90	14,1	19,7	27,9	41,8	—	—	—
ЭШ65.100	14,7	20,5	29,1	43,5	—	—	—

*Приведенные значения справедливы при погрузке экскаваторами горной массы в автосамосвалы; при погрузке экскаваторами горной массы в думпкары значения увеличиваются на 10 %.

Таблица 16.4

Коэффициенты разрыхления горной массы $K_р$ и экскавации $K_э$ (по ЕНВ 1989 г.)

Категория пород по трудности экскавации	Плотность породы в массиве, т/м³	$K_р$	$K_э$	
			Прямая лопата	Драглайн
1	1,6	1,15	0,91	0,83
2	1,8	1,25	0,84	0,75
3	2	1,35	0,7	0,65
4	2,5	1,5	0,6	0,58

Значения коэффициента K_1, учитывающего скорость ветра

Скорость ветра, м/с	До 2	2,1–5	5,1–7	7,1–10	10,1–12	12,1–14	14,1–16
K_1 . . .	1	1,2	1,4	1,7	2	2,3	2,6

Максимальный из разовых выброс вредных веществ, г/с, при погрузочных работах одноковшовым экскаватором

$$m_{x01} = q_{уд} E K_э K_1 K_2 / t_п.$$

Масса вредных веществ, выделяющихся при работе роторного экскаватора, т/год,

$$m_{x2} = q_{уд} 60 E n_c T_г K_1 K_2 \cdot 10^{-6} / K_р,$$

где n_c — частота ссыпок, мин$^{-1}$

Максимальный из разовых выброс вредных веществ, г/с, при работе роторного экскаватора

$$m_{экр} = q_{уд} E n_c K_1 K_2 \cdot 10^{-2} / K_р.$$

Масса пыли, выделяющейся при разработке пород или отвалообразовании бульдозером, т/год,

$$m_{бп} = q_{уд} 3{,}6 \gamma V t_{см} n_{см} \cdot 10^{-3} K_1 K_2 / (t_{цб} K_р),$$

где $q_{уд}$ — удельное выделение твердых частиц с 1 т перемещаемого материала, г/т (табл. 16.5); γ — плотность перемещенной породы, т/м^3; V — объем призмы волочения, м^3; $t_{см}$ — чистое время работы бульдозера в смену, ч; $n_{см}$ — число смен работы бульдозера в год; $t_{цб}$ — время цикла, с.

Таблица 16.5

Удельное выделение твердых частиц (пыли) с 1 т материала, перемещаемого бульдозером, $q_{уд}$

Бульдозер	$q_{уд}$, г/т, при крепости f					
	угля		пород			
	1	2	2	4	6	8
ДЗ-110А	1	1,25	0,66	0,85	1,18	1,85
ДЗ-35С	1,15	1,45	0,7	0,91	1,23	1,93
ДЗ-118	1,2	1,5	0,74	0,93	1,3	2,11

Максимальный из разовых выброс вредных веществ, г/с, при разработке пород или отвалообразовании бульдозером

$$m_{бтр} = q_{уд} \gamma V K_1 K_2 / (t_{цб} K_р).$$

Выброс загрязняющих веществ от двигателя бульдозера зависит от режима его работы.

В среднем дизельный двигатель бульдозера 40 % чистого времени смены работает при полной мощности и 30—40 % — с частичным использованием мощности и 20 % времени — на холостом ходу.

Масса i-го вредного вещества, выделяющегося при работе дизельного двигателя бульдозера, т/год,

$$m_{бтi} = (q_{удi} t_{х.х} + q_{удi} t_{40\%} + q_{удi} t_{100\%}) T_{см} N_б \cdot 10^{-3}.$$

Суммарная масса вредных веществ, выделяющихся при работе двигателя бульдозера, т/год,

$$m_{бт} = \sum m_{бтi},$$

где $q_{удi}$ — удельный выброс i-го вредного вещества при работе двигателя в соответствующем режиме, кг/ч (табл. 16.6); $t_{х.х}$, $t_{40\%}$, $t_{100\%}$ — время работы двигателя в течение смены соответственно на холостом ходу, при частичном и полном использовании мощности двигателя; $t_{х.х} = (t_1/100)\, t_{см}$, ч; $t_{40\%}$ и $t_{100\%}$ определяются аналогично; t_1 — процентное распределение времени работы двигателя на различных нагрузочных режимах; $t_{см}$ — чистое время работы бульдозера в смену, ч; $T_{см}$ — число смен работы бульдозера в году; $N_б$ — число бульдозеров.

Таблица 16.6

Удельные выбросы вредных веществ дизельными двигателями бульдозеров $q_{ухх}$

Бульдозер	Загрязняющее вещество	$q_{ухх}$, кг/ч, при различных режимах работы		
		холостой ход	40 % мощности	максимальная мощность
Д3-110А (100)*	CO	0,137	0,205	0,342
	NO_x	0,054	0,133	0,351
	CH	0,072	0,241	0,275
	C	0,003	0,019	0,044
Д3-35С (150)	CO	0,158	0,238	0,396
	NO_x	0,061	0,153	0,398
	CH	0,137	0,239	0,308
	C	0,006	0,03	0,061
Д3-118 (250)	CO	0,201	0,302	0,504
	NO_x	0,079	0,198	0,515
	CH	0,18	0,315	0,415
	C	0,017	0,049	0,112

*В скобках указан тяговый класс, кН.

Масса диоксида серы SO_2, выбрасываемого при работе дизельного двигателя, определяется по содержанию серы в топливе и концентрации ее в отработанных газах. Последняя, в свою очередь, рассчитывается по измеренным значениям расхода воздуха и топлива.

16.4. Расчет валовых выбросов вредных веществ при транспортировании горной массы

Негативное воздействие на окружающую среду существующих видов транспорта проявляется в виде отчуждения территорий при сооружении транспортных коммуникаций, загрязнения атмосферы пылью в результате сдувания ее с поверхности транспортируемого материала и поднимания пыли с дорог, загрязнения воды подвижным составом и обслуживающим хозяйством.

Интенсивность пылеобразования при работе автомашин зависит от скорости движения, грузоподъемности, а также от состояния дороги, материала верхнего покрытия. Запыленность воздуха в зоне автодороги может достигать десятков и сотен миллиграммов на 1 $м^3$.

При работе автомобильного и железнодорожного (тепловозы) транспорта загрязнение атмосферы карьера происходит также из-за выбросов вредных веществ при работе двигателей внутреннего сгорания. При этом в атмосферу с отработанными газами поступают аэрозольные и газообразные компоненты. Наиболее опасными из газообразных выбросов являются нормируемые вредные вещества: оксиды азота NO_x — сумма NO и NO_2 в пересчете на NO_2; оксид углерода (II) — CO; углеводороды CH — пары несгоревшего топлива и смазочного масла в пересчете на $CH_{1,85}$; частицы — твердый фильтрат (углерод) C и аэрозо-

ли несгоревшего топлива и смазочного масла. К ненормируемым вредным веществам относятся: оксиды серы SO_x — сумма SO_2 и SO_3 в пересчете на SO_2.

Дробильные и грохотильные установки, сооружаемые на карьерах при использовании конвейерного транспорта, являются также мощными источниками пылевыделения.

В работе дизельных двигателей автосамосвалов и локомотивов могут быть выделены три режима:

- *холостой ход*: а) для автомобиля и тепловоза — при погрузке, ожидании и на спуске; б) для дизель-троллейвоза и тягового агрегата — то же, а также при движении под контактной сетью;
- *полное использование мощности двигателя*: а) для автомобиля и тепловоза — при движении на подъем и при движении груженого автомобиля (поезда) по горизонтальным и пологим участкам трассы в забое и на отвале; б) для дизель-троллейвоза и тягового агрегата — при движении груженого дизель-троллейвоза (поезда) по горизонтальным и пологим участкам в забое и на отвале;
- *частичное* (приблизительно 50 %-е) *использование мощности двигателя* — при движении всех видов автомобилей и локомотивосоставов по горизонтальным участкам трассы в порожнем состоянии и при разгрузке.

Масса годового выброса вредных веществ от сжигания топлива в двигателях автомобилей или тепловозов, т/год,

$$m_{\text{эт}} = \sum_{i=1}^{n} m_{\text{эт}i},$$

где n — общее число примесей, выбрасываемых в атмосферу; i — число видов примесей, выбрасываемых источником ($i = 1, \ldots, n$); $m_{\text{эт}i}$ — масса i-го вредного вещества, выделяемого при работе автомобиля (тепловоза), т/год:

$$m_{\text{эт}i} = m_{ik} n_{\text{год}} N_{\text{ар}} k_l k_{\text{т.с}} \cdot 10^{-3},$$

где m_{ik} — масса i-го вредного вещества, выделяемого двигателем при работе на различных режимах, кг/сут; k — режим работы двигателя; $n_{\text{год}}$ — число дней работы машины в году; $N_{\text{ар}}$ — число работающих автосамосвалов (локомотивосоставов); k_l — коэффициент влияния климатических условий работы: для автомобилей принимается равным 1; для тепловозов $k_l = 0{,}8$ севернее 60° северной широты, для остальных районов $k_l = 1$; $k_{\text{т.с}}$ — коэффициент, зависящий от продолжительности эксплуатации и технического состояния парка; для тепловозов и автосамосвалов со сроком эксплуатации менее двух лет принимается равным 1, при сроке эксплуатации более двух лет $k_1 = 1{,}2$.

Масса i-го вредного вещества, кг/сут,

$$m_{ik} = \sum_{k=1}^{3} q_{ik} t_k,$$

где q_{ik} — удельный выброс i-го вредного вещества при работе двигателей на k-м режиме тепловозов и тяговых агрегатов (табл. 16.7), а также дизельных двигателей автомобилей (табл. 16.8); t_k — время работы двигателя на k-м режиме в сутки, ч; определяется исходя из времени работы двигателя в данном режиме в течение рейса и суммарного времени работы машины в сутки.

Таблица 16.7

Удельные выбросы вредных веществ дизельными двигателями тепловозов и тяговых агрегатов $q_д$

Тяговый агрегат или тепловоз и двигатель	Вредное вещество	$q_д$, кг/ч, при различных режимах работы		
		холостой ход	50 % мощности	максимальная мощность
ОПЭ-1 (14ДГУ-2)	CO	0,442	1,603	2,714
	NO_x	0,383	6,105	10,829
	CH	0,081	0,642	1,085
	C	0,027	0,208	0,353
ТЭМ-7, ТЭМ-7А (12-26ДГ)	CO	0,424	1,508	2,574
	NO_x	0,313	6,139	10,666
	CH	0,034	0,603	1,07
	C	0,011	0,193	0,347

Таблица 16.8

Удельные выбросы вредных веществ дизельными двигателями автомобилей $q_д$

Автомобиль и двигатель	Вредное вещество	$q_д$, кг/ч, при различных режимах работы		
		холостой ход	50 % мощности	максимальная мощность
БелАЗ-7540 (ЯМЗ-240ПМ2) (30 т)	CO	0,16	0,219	0,519
	NO_x	0,115	0,963	1,767
	CH	0,044	0,087	0,161
	C	0,005	0,024	0,052
БелАЗ-7548 (ЯМЗ-8401.10-02) (42 т)	CO	0,19	0,261	0,617
	NO_x	0,13	1,148	2,105
	CH	0,052	0,104	0,192
	C	0,009	0,034	0,052
БелАЗ-7549 (6ДМ-21А) (80 т)	CO	0,371	0,488	0,895
	NO_x	0,254	2,148	3,398
	CH	0,098	0,195	0,358
	C	0,017	0,053	0,116
БелАЗ-7512 (8ДМ-21А) (120 т)	CO	0,494	1,081	1,108
	NO_x	0,363	2,66	4,876
	CH	0,121	0,242	0,443
	C	0,023	0,079	0,144
БелАЗ-75215 (12ЧН1А26/26) (180 т)	CO	0,874	1,413	1,961
	NO_x	0,642	4,706	8,605
	CH	0,214	0,427	0,804
	C	0,069	0,139	0,255

Процентное распределение времени работы двигателей при различных нагрузочных режимах

Вид транспорта	Автосамосвалы	Дизель-троллейвозы
Холостой ход	37—40	70—80
50 % мощности	13—15	7—10
Максимальная мощность	50—45	15—20

Процентное распределение времени работы двигателей тепловозов и тяговых агрегатов при различных режимах

Тепловоз или тяговый агрегат	ОПЭ-1	ТЭМ-7, ТЭМ-7А
Холостой ход	55—60	45—50
20—30 % мощности	20—23	42—45
Максимальная мощность	20—22	8—12

Максимальный из разовых выброс i-го вредного вещества с отработанными газами автомобилей, тепловозов, г/с,

$$m_{\text{кр}} = m_{\text{д}} N_{\text{ар}} / (24 \cdot 3{,}6),$$

где $N_{\text{ар}}$ — число работающих автосамосвалов.

Масса годового образования пыли на автодорогах при движении автомобилей, т/год,

$$m_{\text{п}} = 2(q_{\text{ср.в}} K_5 L_{\text{в}} + q_{\text{ср.с}} L_{\text{с}}) n_{\text{рс}} (365 - T_{\text{с}}) N_{\text{ар}} \cdot 10^{-3},$$

где K_5 — коэффициент, учитывающий среднюю скорость движения автосамосвалов в карьере; $q_{\text{ср.в}}$, $q_{\text{ср.с}}$ — удельное выделение пыли при прохождении одним автомобилем 1 км соответственно временной и стационарной дороги, кг/км (табл. 16.9); $L_{\text{в}}$, $L_{\text{с}}$ — соответственно длина временных и стационарных дорог, км; $n_{\text{рс}}$ — число рейсов автосамосвала в сутки; $T_{\text{с}}$ — число дней с устойчивым снежным покровом в году.

Значения коэффициента K_5 в зависимости от средней скорости движения автосамосвала

Средняя скорость движения автосамосвала, км/ч	5	10	20	30
K_5	0,6	1	2	3,5

Таблица 16.9

Удельное выделение пыли на автодорогах при движении автомобилей, кг/км

Покрытие дороги	Угольная пыль					Угольно-породная пыль	
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7549	БелАЗ-7512	БелАЗ-75215	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548
Щебеночное	0,73	0,86	1,01	1,41	2,2	0,59	0,69
Грунтощебеночное и грунтогравийное	0,92	1,08	1,28	1,94	2,74	0,86	1,01
Грунтовое на отвале (складе)	1,3	1,53	1,8	2,66	3,85	1,16	1,37
Грунтовое в забое	1,59	1,87	2,2	3,29	4,73	1,35	1,59

Покрытие дороги	Угольно-породная пыль				Породная пыль			
	БелАЗ-7549	БелАЗ-7512	БелАЗ-75215	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7549	БелАЗ-7512	БелАЗ-75215
Щебеночное	0,82	1,17	1,44	0,36	0,42	0,59	0,79	1,04
Грунтощебеночное и грунтогравийное	1,2	1,44	1,94	0,53	0,61	0,72	0,99	1,31
Грунтовое на отвале (складе)	1,63	2,03	2,73	0,71	0,85	1,01	1,38	1,84
Грунтовое в забое	1,89	2,5	3,33	0,9	1,06	1,26	1,71	2,25

Максимальный из разовых выброс пыли, г/с, при движении автомобилей

$$m_{пр} = 2(q_{сп.п} K_5 L_п + q_{сп.с} K_5 L_с) n_{рч} N_{пр} / 3{,}6,$$

где $n_{рч}$ — число рейсов автосамосвала в час.

Масса вредных веществ, сдуваемых с поверхности материала, транспортируемого различными средствами транспорта, т/год:

• автосамосвалом или дизель-троллейвозом

$$m_{тм} = q_{пл} S_а N_{ср} L_{тр} n_{рг} K_1 K_2 \cdot 10^{-6},$$

где $q_{пп}$ — удельная масса твердых частиц, сдуваемых с 1 м^2 поверхности горной массы, транспортируемой на расстояние 1 км, г/м^2 (значения удельной сдуваемости для различных видов транспорта рассчитаны исходя из запыленности воздуха над грузонесущим органом); $S_а$ — площадь поверхности транспортируемого материала в кузове автосамосвалов, м^2. Она составляет для автомобилей: БелАЗ-7548 — 17 м^2; БелАЗ-7540 — 14 м^2; БелАЗ-7549 — 31 м^2; БелАЗ-7512 — 42 м^2; БелАЗ-75215 — 52 м^2; для дизель-троллейвозов на базе БелАЗ-7512 — 42 м^2; $L_{тр}$ — расстояние транспортирования, км; $n_{рг}$ — число рейсов в год; K_1 — коэффициент, учитывающий скорость ветра; K_2 — коэффициент, учитывающий влажность материала.

Удельная масса твердых частиц, сдуваемых с 1 м^2 поверхности горной массы, г/(м^2 · км)

Вид транспорта	Автомобильный	Железнодорожный
Уголь	4,5—9	6,5—12
Вскрышная порода	3—6	4—7
Скорость движения транспортных средств, км/ч	15—30	20—35

• железнодорожным транспортом

$$m_{тж} = q_{пл} S_в n_в N_{зс} L_{тр} n_{рзс} K_1 K_2 \cdot 10^{-6},$$

где $S_в$ — площадь поверхности транспортируемого материала в вагоне. Значения этого показателя зависят от типов вагонов: для ВС-60 — 33,4 м^2; ВС-85 — 38 м^2; 2ВС-105 — 48,5 м^2; ВС-145 — 59,3 м^2; ПС-63 — 34,9 м^2; ПС-94 — 42,9 м^2; $n_в$ — число вагонов в поезде; $N_{зс}$ — число локомотивосоставов; $n_{рзс}$ — число рейсов локомотивосостава в год;

• конвейерным транспортом

$$m_{тк} = 3{,}6 q_к B L_к T_{год} K_1 K_2 \cdot 10^{-3},$$

где $q_к$ — удельная сдуваемость частиц с ленточного конвейера, $3 \cdot 10^{-2}$ г/(м^2 · с); B — ширина ленты конвейера, м; $L_к$ — длина конвейерной линии, м; $T_{год}$ — число рабочих часов в году.

Максимальный из разовых выброс пыли с поверхности транспортируемого материала в автосамосвале или в вагонах, г/с,

$$m_{тмр} = q_{пп} S N_р L_{тр} n_р K_1 K_2 / 3600,$$

где S — площадь поверхности транспортируемого материала (автосамосвалом, в вагонах локомотивосостава), м^2; $N_р$ — число работающих транспортных средств; $n_р$ — число рейсов транспортного средства в час.

Максимальный из разовых выброс пыли с поверхности транспортируемого материала конвейером, г/с,

$$m_{тмр} = q_к B L_к K_1 K_2.$$

16.5. Расчет валовых выбросов вредных веществ на перегрузочных пунктах и отвалах

Выброс вредных веществ (пыли) при отвалообразовании вскрышных пород происходит независимо от способов отвалообразования, точечными (экскаваторы, бульдозеры), линейными (конвейеры, железнодорожные составы, автодороги) и плоскостными источниками (незакрепленными поверхностями, которые при неблагоприятных условиях приводят к интенсивному пылеобразованию, зависящему от вида материала, гранулометрического состава, метеорологических условий). При работе экскаваторов и бульдозеров выделяется значительное количество пыли, причем при экскаваторном способе отвалообразования запыленность воздуха выше, чем при бульдозерном.

Масса валовых выбросов вредных веществ на перегрузочных пунктах. Места перегрузки горной массы (перегрузка с конвейера на конвейер, разгрузка автосамосвалов в отвал или бункер, разгрузка вагонов в бункер или в приямок экскаватора на отвале и т.д.) — интенсивные источники пылевыделения. При работе роторных комплексов, дробильно-перегрузочных пунктов все операции технологического процесса сопровождаются пылевыделением.

Масса твердых частиц (пыли), выделяющихся при проведении всех видов погрузочно-разгрузочных работ, т/год,

$$m_р = \sum_1^{n_1} q_{уп} П_п K_1 K_2 K_3 K_4 \cdot 10^{-6}$$

или

$$m_р = \sum_1^{n_1} q_{уп} \gamma Q_п K_1 K_2 K_3 K_4 \cdot 10^{-6},$$

где n_1 — число перегрузок горной массы; K_3 — коэффициент, учитывающий местные условия, степень защищенности узла от внешних воздействий; составляет для складов, хранилищ, открытых с четырех сторон, — 1; с трех сторон — 0,8; с

двух сторон частично — 0,5; с одной стороны — 0,1; закрытых с четырех сторон — 0,1; K_4 — коэффициент, учитывающий высоту разгрузки материала; $q_{уд}$ — удельное выделение твердых частиц отгружаемого (перегружаемого) материала, г/т (принимают по табл. 16.10 — для автомобилей и думпкаров, по табл. 16.11 — для самоходных дробильных установок); $П_п$, $Q_п$ — соответственно количество отгружаемого или перегружаемого материала, т/год (м³/год).

Значения коэффициента K_4, учитывающего высоту разгрузки материала

Высота разгрузки материала, м	0,5	1	1,5	2	4	6	8	10
K_4	0,4	0,5	0,6	0,7	1	1,5	2	2,5

Таблица 16.10

Удельное пылевыделение при разгрузке автосамосвалов и думпкаров $q_{уд}$

Крепость пород	$q_{уд}$, г/т, при разгрузке	
	угля	породы
1	1,35	—
2	1,43	0,78
4	—	0,86
6	—	0,94
8	—	1,02
10	—	1,1

Таблица 16.11

Удельное пылевыделение при работе самоходных дробильных установок $q_{уд}$

Агрегат	Условия работы	$q_{уд}$, г/т
СДА-300	Без средств пылеулавливания	1,67—2,45
	С использованием пылеулавливающей установки	0,37—0,44
СДА-1000	Без средств пылеулавливания	2,4—5,1
	С использованием системы пылеулавливания	1,5—2,2
ДПА-2000	Без средств пылеулавливания	5,1—7,8
	С использованием системы пылеулавливания	1,3—1,7

Максимальный из разовых выброс твердых частиц при проведении всех видов погрузочно-разгрузочных работ, г/с,

$$m_{р.р} = q_{уд} П_ч K_1 K_2 K_3 K_4 / 3600$$

или

$$m_{р.р} = q_{уд} \gamma Q_ч K_1 K_2 K_3 K_4 / 3600,$$

где $П_ч$, $Q_ч$ — количество отгружаемого или перегружаемого материала, т/ч (м³/ч).

Масса валовых выбросов вредных веществ на отвалах. Валовый выброс (пыли) на отвалах вскрышных пород осуществляется точечными, линейными и плоскостными источниками.

К точечным источникам относятся места складирования горной массы; к линейным — транспортные коммуникации, расположенные на отвале, включая и вспомогательные; к плоскостным — пылящие поверхности отвала. Дополнительным источником загрязнения воздуха на отвале являются мобильные источники — автомобили и технологические поезда.

Масса вредных веществ, образующихся на отвалах вскрышных пород, т/год,

$$m_{в.о} = m_{в.у} + m_{сот} S_{сот} + m_{д} S_{д},$$

где $m_{в.у}$ — масса твердых частиц, выделяющаяся в зоне выгрузки и укладки пород, т/год; $m_{сот}$ — масса твердых частиц, сдуваемая с 1 м^2 свежеотсыпанного отвала за год, т/год; $S_{сот}$ — площадь свежеотсыпанного отвала, равная площади, отсыпаемой за год, м^2; $m_{д}$ — масса твердых частиц, сдуваемая с 1 м^2 дефлирующих поверхностей отвала, т/год; $S_{д}$ — площадь дефлирующих поверхностей отвала, м^2.

При железнодорожном и автомобильном транспорте масса вредных веществ (пыли) на отвале в зоне выгрузки складывается из массы пыли, образующейся в момент выгрузки из вагона или самосвала и образующейся при складировании вскрышных пород, т/год,

$$m_{в.у(ж.-д.,а)} = (q_{уд.в} + q_{уд.ск} / \gamma) Q_о K_1 K_2 \cdot 10^{-6},$$

где $q_{уд.в}$, $q_{уд.ск}$ — удельное выделение твердых частиц с поверхности породы соответственно выгружаемой из транспортного средства (см. табл. 16.10) и складируемой в отвал (см. табл. 16.3); $Q_о$ — объем породы, транспортируемый на отвал, т/год.

При конвейерном транспорте и применении ленточного отвалообразователя масса пыли, т/год,

$$m_{в.у(к)} = (q_{уд.о} / \gamma) Q_о K_1 K_2 \cdot 10^{-6},$$

где $q_{уд.о}$ — удельное выделение твердых частиц с поверхности породы при формировании отвала отвалообразователем (см. табл. 16.3).

Максимальный из разовых выброс вредных веществ на отвале в зоне выгрузки и складирования пород, г/с:

- при автомобильном и железнодорожном транспорте

$$m_{в.у(ж.-д.,а)} = (q_{уд.в} + q_{уд.ск} / \gamma) Q_ч K_1 K_2 / 3600,$$

где $Q_ч$ — объем породы, подаваемой в отвал за 1 ч, т/ч;

- при конвейерном транспорте

$$m_{в.у(к)} = (q_{уд.о} / \gamma) Q_ч K_1 K_2 / 3600.$$

Масса твердых частиц, сдуваемых с 1 м^2 площади свежеотсыпанного отвала, т/год,

$$m_{сот} = 86{,}4 q_0 (365 - T_с) K_2 \cdot 10^{-6},$$

где q_0 — удельная сдуваемость твердых частиц с пылящей поверхности свежеотсыпанного отвала (табл. 16.12) или дефлирующих поверхностей отвала, мг/(м^2 · с); $T_с$ — годовое число дней с устойчивым снежным покровом в году.

Таблица 16.12

Удельная сдуваемость пыли с поверхностей отвала (скальные смешанные породы) q_0

Приземная скорость ветра, м/с	q_0, мг/(м^2 · с), при высоте отвала, м			
	10	50	100	150
5	3,7	9,3	13,8	17,4
8	14,3	35,8	53,3	67,3
10	26,7	68,2	100,9	127,1

Масса твердых частиц, сдуваемых с 1 м^2 дефлирующих поверхностей отвала, т/год,

$$m_p = 86{,}4 q_0 (365 - T_c) K_2 K_6 \cdot 10^{-6},$$

где K_6 — коэффициент, учитывающий эффективность сдувания твердых частиц поверхности отвала; равен 0,2 в первые три года после прекращения эксплуатации, 0,1 — в последующие годы до полного озеленения отвала.

Площадь дефлирующих поверхностей отвала:

• при железнодорожном транспорте и экскаваторной укладке породы в отвал (рис. 16.1)

$$S_{д(ж)} = [(h_1 + h_0)/\sin\alpha_0] L_0 + 2[2a(h_0 - h_1) + ah_1 + (h_0 - h_1)^2 \operatorname{ctg}\alpha_0 / 2],$$

где h_1 — высота верхнего отвального подступа, м; h_0 — общая высота отвального уступа, м; α_0 — угол откоса отвала, градус; L_0 — длина отвала, м; a — половина ширины верхнего подуступа, м;

• при автомобильном транспорте и бульдозерном отвалообразовании

$$S_{д(б)} = a_r b_r + \sum_{r=1}^{R} 2h_r/\sin\alpha_0 [(b_{нr} + b_r)/2 + (a_{нr} + a_r)/2] + \sum_{r=1}^{R} (a_r b_r - a_{н(r+1)} b_{н(r+1)}),$$

где a_r, b_r — размеры яруса в плане по его поверхности, м; h_r — высота яруса отвала, м; r — порядковый номер яруса; R — число ярусов; $a_{нr}$, $b_{нr}$ — размеры яруса в плане по нижнему основанию, м;

• при конвейерном транспорте площадь дефлирующей поверхности на горизонтальном основании:

для одноярусных отвалов (рис. 16.2)

$$S_{д(к)} = (h_0/\sin\alpha_0 + A_0 \sin\alpha_0/\sin 2\alpha_0) L_0 + 2A_0 (h_0 - A_0 \sin^2\alpha_0 / 2\sin 2\alpha_0),$$

где A_0 — ширина отвальной заходки, м;

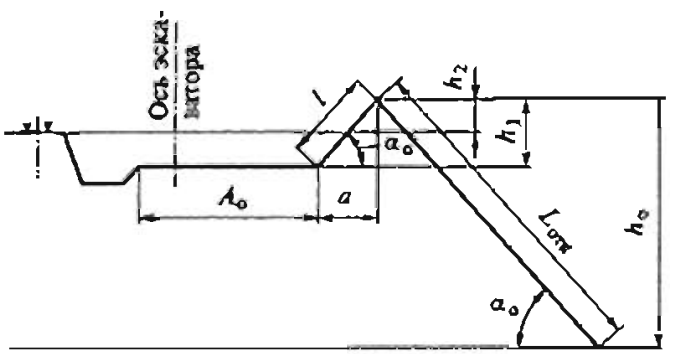


Рис 16.1 Схема к расчету площадей дефлирующих поверхностей отвалов при железнодорожном транспорте и экскаваторном отвалообразовании:

h_0 — общая высота отвального уступа; h_1 — высота верхнего отвального подуступа; h_2 — превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым; A_0 — ширина отвальной заходки; a — половина ширины верхнего подуступа; $L_{отк}$ — длина откоса отвального уступа; l — длина откоса верхнего отвального подуступа, α_0 — угол откоса отвала

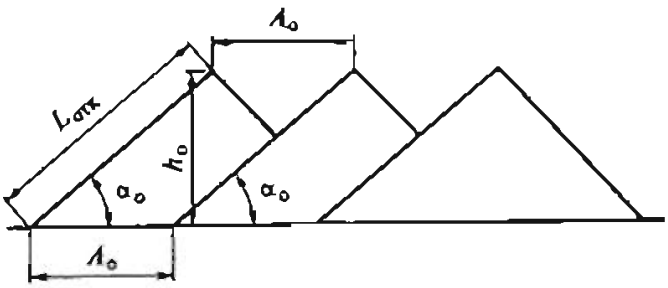


Рис. 16.2. Схема к расчету площадей дефлирующих поверхностей одноярусных отвалов при конвейерном транспорте:

h_o — общая высота отвала; $L_{отк}$ — длина откоса отвала; A_o — ширина отвальной заходки; α_o — угол откоса отвала

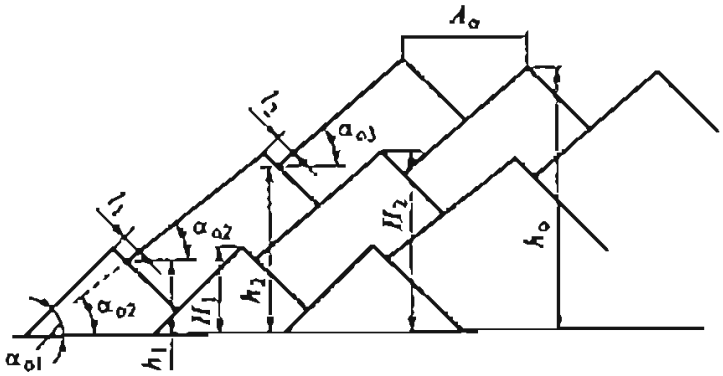


Рис. 16.3. Схема к расчету площадей дефлирующих поверхностей многоярусных отвалов при конвейерном транспорте:

h_o — общая высота отвала; H_1, H_2 — высота первого и второго ярусов отвала соответственно; h_1, h_2 — высота линий пересечения откосов первого и второго, второго и третьего ярусов соответственно; α_{o1}, α_{o2}, α_{o3} — углы откосов первого, второго и третьего ярусов отвала соответственно; A_o — ширина отвальной заходки; l_1, l_2 — длина неприсыпанной линии откоса первого и второго ярусов отвала соответственно

для многоярусных отвалов (рис. 16.3)

$$S_{\Sigma(x)} = L_o\{H_1 / \sin\alpha_{o1} + (H_1 - h_1)/\sin\alpha_{o1} +$$
$$+((H_2 - H_1)\operatorname{ctg}\alpha_{o1} + l_1)/(\operatorname{ctg}\alpha_{o1} + \operatorname{ctg}\alpha_{o2})\sin\alpha_{o2} +$$
$$+H_2 - h_2 / \sin\alpha_{o2} + \ldots + (H_n - h_n)/\sin\alpha_{on} +$$
$$+((H_n - h_n)\operatorname{ctg}\alpha_{o(n-1)} + l_{n-1})/(\operatorname{ctg}\alpha_{o(n-1)} + \operatorname{ctg}\alpha_{on})\sin\alpha_{on} + A_o / \sin\alpha_{o(n-1)}\},$$

где H_1, H_2, ..., H_n — высота ярусов отвала, м; α_{o1}, α_{o2}, ..., α_{on} — угол откоса ярусов (1, 2, ..., n).

16.6. Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферу

При проектировании карьера должен быть разработан комплекс мер по снижению вредных выбросов в атмосферу. Основными из них являются:

- применение технических средств и технологических процессов производства с минимальным выделением загрязняющих веществ в атмосферу;
- локализация и подавление вредных веществ непосредственно в местах их образования (гидроорошение, обработка пылесвязывающими составами, заиливание и др.);
- очистка промышленных выбросов в атмосферу от загрязняющих веществ с помощью специальных устройств (циклоны, скрубберы и т.д.).

Для предотвращения пылеобразования при выемочно-погрузочных работах и отвалообразовании обычно применяют увлажнение взорванной горной массы или предварительное увлажнение рабочей части уступов. Поверхность взорванной горной массы орошается водой с помощью различного рода распылителей, а также поливочных машин и установок, оборудованных гидромониторами. Предварительное увлажнение массива может осуществляться нагнетанием жидкости через скважины с помощью насосных установок или из борозды под воздействием гравитационных сил.

Для борьбы с пылью при погрузочно-разгрузочных и транспортных работах применяют гидроорошение, механические устройства и аппараты для пылеподавления (укрытия, оснащенные аспирацией, и ограждения), физико-химические методы (пена, искусственный снег, пылесвязывающие вещества, смачиватели и т.п.).

Аспирационные укрытия позволяют локализовать источники пылеобразования и в последующем очистить запыленный воздух в пылеулавливающих аппаратах. При выборе схем аспирации обычно исходят из компоновки технологического оборудования и условий его применения. Для этой цели используют укрытия, обеспечивающие равномерное разрежение воздуха по укрытиям и исключающие проникновение пыли в рабочую зону. Для очистки аспирационного воздуха, поступающего от транспортных средств с запыленностью < 5 г/м^3, могут устанавливаться мокрые или батарейные циклоны сухой очистки, при концентрации пыли > 5 г/м^3 — две ступени пылеулавливающих аппаратов. Общая степень очистки достигает 90—99,5 %.

Высокие результаты на перегрузочных пунктах ленточных конвейеров могут быть получены при применении устройств эжекционного пылеотсоса.

Для предотвращения сдувания пыли со штабелей могут применяться специальные ограждения, а при больших поверхностях — ветрозащитные барьеры.

Перспективным направлением в этих случаях является формирование пылевлагосвязующих покрытий пылящих поверхностей из естественных и искусственных материалов.

Выбор оборудования и материалов, необходимых для комплексного обеспыливания технологических процессов на карьерах, зависит от пылеобразующих характеристик разрушаемого породного массива и перемещаемой горной массы, видов производственных процессов и применяемого оборудования.

При бурении скважин все буровые станки оснащают пылеулавливающими установками и устройствами для бурения скважин с промывкой.

Для уменьшения выбросов в атмосферу пыли и токсичных газов, образующихся при работе станков термомеханического бурения с воздушным окислением горючего, применяют установки, в которых пыль подавляется распылением воды из распылителей, установленных на каждой вытяжной трубе, а токсичность газов уменьшается за счет замены технологического горючего топливно-водяной эмульсией. Эффективность очистки воздуха при этом составляет: от пыли — 90—99 %, от оксида углерода — 81 %, от оксидов азота — 80 %, от альдегидов — 100 %.

При огневом бурении применяют пенный способ пылеулавливания, при котором от аспирационного укрытия — бункера воздух направляется в пенный аппарат и пропускается через слои пены для очистки от пыли и вредных газов до уровней ПДК.

При взрывных работах уменьшение запыленности воздуха достигается за счет взрывания:

- зарядов ВВ в скважинах с воздушными промежутками, что обеспечивает равномерное разрушение горных пород;
- угольного массива в режиме рыхления с последующим гравитационным увлажнением разрыхленной горной массы летом холодной и зимой подогретой до 20—50 °С водой с добавками смачивателя или рассолами NaCl или $CaCl_2$;
- с применением внешней (с удельным расходом воды 1,4 кг/м^3 взорванной массы) и внутренней (с удельным расходом 0,8 кг/м^3 взорванной массы) гидрозабоек скважин;
- высоких уступов (до 30 м и более), снижающих высоту подъема пылегазового облака;
- в условиях зажатой среды (например, на неубранную горную массу шириной не менее 20 м), что предотвращает образование вторичного пылегазового облака.

Для снижения пылевыделения при массовых взрывах наряду с применением рациональных сеток расположения скважин, короткозамедленного взрывания используют гидрообеспыливание. Его можно проводить до взрыва, одновременно с ним и после него. В зависимости от интенсивности образования пыли во время взрыва, обусловленной свойствами взрываемых горных пород, используют сочетания различных способов гидрообеспыливания.

Для гидрообеспыливания массовых взрывов до их проведения применяют в основном три способа: 1) предварительное орошение взрываемого блока и прилегающих к нему площадей; 2) предварительное увлажнение взрываемого массива; 3) предварительное увлажнение за счет свободной фильтрации воды из канав, расположенных на поверхности взрываемого массива.

Предварительное орошение осуществляют гидромониторами с помощью гидропоездов и поливочных машин с расходом воды около 10 дм^3 на 1 м^2 площади.

Предварительное увлажнение массива через скважины осуществляют в основном нагнетанием воды насосами различных типов. Удельные расходы воды при различных способах гидрообеспыливания приведены в табл. 16.13.

Таблица 16.13

Удельный расход воды, дм^3/м^3, для увлажнения горных пород при различных способах гидрообеспыливания

Горная порода	Гидромониторы	Нагнетание в массив или фильтрация	Оросители
Скальные породы, крепкие руды, породы вскрыши	20—30	160—180	150—200
Уголь, перегоревшие угольные навалы	60—85	40—170	100—160

Предварительное нагнетание воды или растворов солей, а также их свободная фильтрация одновременно с обеспыливанием взрывных работ снижают пылевыделение на последующих технологических процессах.

При обеспыливании воздуха в процессе взрыва с помощью внешней водяной забойки расход воды составляет около 0,4—0,5 м^3 на каждую скважину и должен определяться исходя из ее удельного расхода, равного 1—1,5 дм^3 на 1 м^3

взрываемой горной массы. Внутренняя водяная забойка обеспечивает повышенный эффект при использовании запирающего заряда дробления, составляющего 20—30 кг ВВ. Для этого заряда используется часть ВВ основного заряда, который взрывается через 7—10 мс после запирающего. Расход воды на внутреннюю водяную забойку составляет 50—70 дм^3 на каждую взрываемую скважину.

Для обеспыливания воздуха после массовых взрывов используют водовоздушные струи, создаваемые оросительно-вентиляционными установками.

Способы гидрообеспыливания массовых взрывов могут применяться и в холодный период года при использовании вместо воды растворов хлоридов магния, кальция или натрия (рис. 16.4).

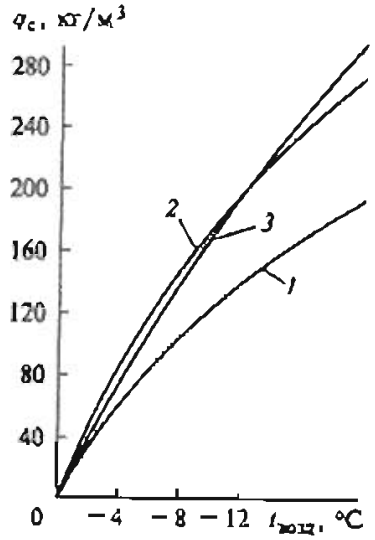


Рис. 16.4. График для определения удельного расхода q_c хлоридов магния (*1*), натрия (*2*) и кальция (*3*) в зависимости от температуры воздуха $t_{возд}$

При экскаваторных работах предотвращение пылеобразования осуществляют поверхностным орошением или предварительным увлажнением массива.

Средства орошения располагают на верхней или нижней площадке уступа с учетом направления ветра относительно положения экскаватора в забое.

Породно-угольные навалы с горизонтальной поверхностью и супесчаные породы рекомендуется увлажнять за счет свободной фильтрации воды, подаваемой в специальные канавы или углубления.

Для орошения и осаждения пыли, образующейся в процессе экскавации горной массы, применяют различного вида оросители и распылители.

Предварительное увлажнение массива угля можно осуществлять нагнетанием жидкости через скважины насосными установками или борозды.

Для нагнетания жидкости используются скважины диаметром 100—160 мм, пробуренные перпендикулярно (по возможности) к плоскости напластования. Длина скважин принимается равной высоте уступа.

Параметры нагнетания жидкости в скважины (давление и расход) определяют опытным путем.

На угольных разрезах расход жидкости составляет 50—100 л/мин, давление воды — 1,5—6 МПа, а расстояние между скважинами — от 5 до 15 м.

При орошении навалов конусообразной формы и с горизонтальной поверхностью большой площади (600—1200 м^2) удельный расход воды составляет 1 дм^3/мин на 1 м^2 площади.

Одним из интенсивных источников пылевыделения являются работающие роторные экскаваторы. Если при работе одноковшовых экскаваторов интенсивность пылевыделения составляет 2 г/с, то при работе роторных экскаваторов она достигает 2000 г/с.

Обычно роторные экскаваторы имеют системы гидрообеспыливания, аспирации и сухого пылеулавливания.

На автомобильных дорогах для предотвращения пылеобразования должна предусматриваться очистка дорог с жесткими покрытиями от просыпавшейся мелочи и пыли сухим или мокрым способом.

Сухой способ очистки дорог применяют в районах с ограниченным использованием воды и в холодный период года. Для очистки могут применяться легкие или средние бульдозеры, автогрейдеры, универсальные фрезерные погрузчики или снегопогрузчики с лаповыми питателями. Пыль на автодорогах с жесткими и промерзшими покрытиями убирается подметально-уборочными машинами.

На грунтовых автомобильных дорогах простейшего и переходного типов следует предусматривать пропитку покрытия одним из связывающих веществ, профилирование и укатку. Рекомендации по применению пылесвязывающих веществ приведены в табл. 16.14.

Применение новых связывающих материалов должно быть согласовано с органом санитарного надзора.

В теплое время года *мокрые* способы пылеподавления необходимо применять на всех технологических автодорогах разрезов, а в зимний период — на угловозных путем замораживания осевшей угольной пыли холодной водой с помощью разливочного устройства, с обогревателем воды выхлопными газами.

При применении ленточных конвейеров для подавления пыли следует предусматривать укрытие мест пылеобразования, орошение, аспирацию и пылеподавление с помощью пены.

Орошение и пылеподавление пеной применяют при положительных температурах воздуха, аспирацию и пылеулавливание — при положительных и отрицательных.

Стационарные конвейерные линии должны по возможности иметь укрытия по всей длине для предотвращения сдувания пыли ветром.

Таблица 16.14

Способы и параметры применения пылесвязывающих веществ на автодорогах

Условия применения	Рекомендуемые вещества для пылеподавления	Способ применения	Расход на 1 м² покрытия, кг	Срок службы разовой обработки, сут (ориентировочно)
Положительная температура воздуха, малое или умеренное количество осадков	Универсин-Л (летний)	Пропитка или поверхностная обработка разрыхленного сухого дорожного покрытия с последующей укаткой	0,7—2	10—30
	Лигносульфонаты	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой*	1,5—3	До 20
	Смесь воды, лигносульфонатов (5—10 % масс.) и полиакриламида (0,2—0,5 % масс.)	Орошение спрофилированной и увлажненной поверхности дороги с последующей обработкой 0,2—0,5 %-м раствором полиакриламида и укаткой	6	5—10
	Лигнодор	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой	2—2,2	До 45

Условия применения	Рекомендуемые вещества для пылеподавления	Способ применения	Расход на 1 м² покрытия, кг	Срок службы разовой обработки, сут (ориентировочно)
	Битумные эмульсии ЭБА-3	Поверхностная обработка очищенной от слоя пыли, спланированной и увлажненной поверхности дороги с последующей россыпью песка или мелкого щебня	0,8—1,5	До 30
	Глина	Нанесение на подготовленное полотно слоя сухой глины с последующим периодическим (1 раз в смену) увлажнением ее водой	50—80	7—15
		Нанесение на подготовленное полотно глинистой суспензии с последующим периодическим (2 раза в смену) увлажнением ее водой	16—18 кг глины 40—50 л суспензии	6—10
	Битумы СГ, МГ, МГО (40/70)	Пропитка разрыхленной поверхности сухой дороги с последующей укаткой	0,7—2	10—30
	Гигроскопические соли	Орошение поверхности дороги	0,8—2,5	5—15
Положительная температура воздуха, большое количество осадков	Универсин-В (высоковязкий)	Пропитка разрыхленной поверхности сухой дороги с последующей укаткой либо неразрыхленной поверхности с последующей россыпью мелкого щебня и укаткой	1,5—2,5	20—30
	Битумы СГ, МГ, МГО (70/130)	Устройство дорожных одежд способом смешения на дороге	7—8	40—60
Низкая отрицательная температура, малое количество осадков	Универсин-С	Поверхностная обработка разрыхленной (при необходимости) поверхности дороги с последующей укаткой	1—2	5—15
Отрицательная температура, большое количество осадков	Гигроскопические соли	Внесение в поверхностный слой проезжей части дороги с последующей укаткой и перемешиванием	2,5—3,5	10

*Возможно устройство дорожных одежд способом смешения на дороге.

Расход воды на конвейерах принимают в пределах 10—30 дм^3 на 1 м^3 транспортируемой горной массы. При этом из общего количества воды 30—40 % расходуется на первом перегрузочном пункте, а остальное количество воды равномерно распределяется между последующими пунктами.

Аспирацию рекомендуется применять на стационарных конвейерных линиях путем укрытия пунктов перегрузки, из-под которых производится отсос запыленного воздуха с последующей его очисткой в циклонах или фильтрах. При высоких уровнях запыленности целесообразней двухступенчатая очистка, включающая в себя циклоны (первая ступень) и рукавные или зернистые фильтры (вторая ступень).

При экскавации угля с погрузкой его в автосамосвалы и железнодорожные полувагоны для пылеподавления необходимо предусматривать обеспыливающее проветривание установками местного проветривания или вентиляторно-оросительными установками.

16.7. Расчет валовых выбросов вредных веществ с учетом природоохранных мероприятий

В прогнозировании состояния атмосферы карьера должны использоваться данные, рассчитанные с учетом мероприятий по пылегазоподавлению (табл. 16.15).

Таблица 16.15

Эффективность средств пылегазоподавления для различного оборудования и процессов

Источники выделения вредных веществ	Способы пылегазоподавления	Эффективность пылегазоподавления
Бурение	Сухое пылеулавливание	0,95—0,97
	Водяное пылеподавление	0,95—0,97
Взрывание	Гидрообеспыливание (поливочные машины, оросительно-вентиляционные установки)	0,85—0,9
	Гидрозабойка:	
	газоподавление (NO_2)	0,35—0,5
	пылеподавление	0,55—0,6
Экскавация	Увлажнение отбитой горной массы	0,8—0,85
	Предварительное увлажнение массива	0,8—0,85
Транспорт:		
автомобильный	Гидрообеспыливание автодорог:	
	водой	0,65—0,9
	вяжущими	0,9—0,98
	Гидрообеспыливание узлов разгрузки	0,85—0,9
	Нейтрализация отработанных газов каталитическими нейтрализаторами:	
	оксид углерода	До 0,75
	углеводороды	До 0,7
	альдегиды	До 0,8

Окончание табл. 16.15

Источники выделения вредных веществ	Способы пылегазоподавления	Эффективность пылегазоподавления
конвейерный	Системы сухого обеспыливания	0,75—0,8
	Системы орошения, пеногенераторы	0,85—0,9
железнодорожный	Система гидрообеспыливания	0,85—0,9
	Системы орошения	0,97—1
Поверхность отвала	Орошение латексами	0,85—0,9
	Гидрообеспыливание	0,85—0,9

Масса вредных веществ с учетом средств пылегазоподавления, т,

$$m'_i = m_i(1-\eta_i),$$

где m'_i и m_i — масса i-го вредного вещества, выделяющегося при работе оборудования, с учетом и без учета эффективности средств пылегазоподавления, т; η_i — эффективность средств пылегазоподавления (см. табл. 16.15).

Контрольные вопросы и задания

1. В какой последовательности проектируют нормальный состав атмосферы карьеров?
2. Какие исходные данные необходимы для проектирования нормального состава атмосферы карьера?
3. Какие основные факторы учитывают при расчете валовых выбросов вредных веществ при взрывных работах?
4. Перечислите вредные вещества, выделяющиеся при взрывных работах. Как осуществляют количественную оценку выбросов?
5. Как количественно оценивают выбросы при буровых и выемочно-погрузочных работах?
6. Какие вредные вещества выделяются при перемещении пород автотранспортом? Как осуществляют их количественную оценку?
7. Как рассчитывают количество пыли, образующейся при отвалообразовании и сдуваемой с поверхности отвалов?
8. Приведите порядок расчета выброса вредных веществ с учетом природоохранных мероприятий.

ГЛАВА 17. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОЧИСТКИ И ОБЕЗЗАРАЖИВАНИЯ СТОЧНЫХ ВОД

Проект карьера должен содержать раздел по очистке и обеззараживанию сточных вод от техногенных загрязнений.

Мероприятия по сокращению образования сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ условно подразделяют на две группы:

1) горно-технические, выполняемые в процессе горных работ;

2) общетехнические, выполнение которых не связано непосредственно с горными работами (табл. 17.1).

Таблица 17.1

Перечень технических мероприятий по сокращению образования и загрязнения сточных вод

Группа мероприятий	Способ осуществления	Достигаемый результат
Горнотехнические	Централизация поверхностного дренажа в зонах ведения горных работ	Понижение уровней подземных вод прибортовой части карьера
		Предотвращение регионального истощения запасов подземных вод
		Предотвращение изменения водно-солевого режима почв
	Устройство дренажных канав и временных водосборников на вскрышных уступах	Предотвращение попадания подземных вод в выработанное пространство карьера
	Сооружение поверхностных водопонижающих скважин для осушения месторождения	Раздельные откачка и сброс незагрязненных подземных вод
	Сооружение подземных дренажных выработок со сквозными и забивными фильтрами	Предотвращение попадания подземных вод в выработанное пространство карьера и их загрязнения
Общетехнические	Тампонаж заброшенных и бездействующих водопонижающих скважин, оборудование кранами самоизливающихся или фонтанирующих скважин	Сокращение запасов подземных вод
	Сооружение водонепроницаемых противофильтрационных завес (барражей) вокруг очагов загрязнения и истощения подземных вод	Предотвращение истощения и загрязнения подземных вод
	Обратная закачка в водоносные горизонты подземных вод через поглощающие скважины	Восстановление гидрогеологического режима и уровня подземных вод
	Закачка сточных вод в глубокие водоносные горизонты	Сокращение сброса сточных вод в водоемы-приемники

В соответствии с качественно-количественными характеристиками сточных вод при проектировании следует предусматривать очистку и обеззараживание от взвешенных частиц, минеральных солей, солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений, а также пространственную локализацию вод или их использование.

17.1. Расчет предельно допустимого сброса (ПДС) загрязняющих веществ со сточными водами

При открытой разработке месторождений осуществляют откачку вод, попадающих в карьер из массива и с поверхности. Для расчета ПДС необходимо нормировать не только качество, но и объем сточных вод путем разработки индивидуальных текущих балансов, а также перспективных норм водопотребления и водоотведения. Для расчета ПДС используют действующие нормативные документы.

В соответствии с этими документами ПДС определяют по наибольшим среднечасовым расходам сточных вод. Эти расходы должны быть в пределах индивидуальных норм водоотведения, разработанных для каждого предприятия.

В большинстве случаев при проведении расчетов необходимо прогнозировать поведение потока сточных вод в водном объекте — реке, замкнутом водоеме и т.д., а также качество водного объекта с учетом поступления в него именно такой массы вещества, т.е. в данном случае нормативный объем и качество сточных вод.

Концентрация данного вредного вещества, мг/л, во всем объеме воды, протекающей через контрольный створ,

$$C_{ППВ} = \frac{qC_{ст} + K_{смш}QC_{ф}}{q+Q},$$

где q — расход сточных вод, м^3/с; Q — расчетный расход воды в водотоке, м^3/с; $C_{ф}$ и $C_{ст}$ — концентрация данного вредного вещества соответственно в водотоке (фоновая) и в сточных водах, мг/л; $K_{смш}$ — коэффициент смешения.

По этому выражению определяется прогноз состояния воды при всех заданных параметрах путем сравнения $C_{ППВ}$ с установленной для данного вещества ПДК. Если $C_{ППВ}$ = ПДК, то прогноз считается благоприятным и, следовательно, меры, принятые для очистки или разбавления сточных вод, достаточны.

В противном случае необходимо уменьшать объем сточных вод или концентрацию в них вредного вещества за счет совершенствования технологических процессов или применения дополнительных систем очистки.

17.2. Очистка сточных вод от взвешенных частиц

Очистку от взвешенных частиц можно предусматривать механическим или физико-химическим способом. Механическая очистка осуществляется путем отстаивания, фильтрования, флотации и центрифугирования; физико-механическая — путем коагуляции, флокуляции, сорбции, электрокоагуляции, электрофлотации и электронейтрализации.

Для очистки сточных вод от взвешенных веществ на карьерах в основном применяют технологические схемы с использованием отстойников, прудов-отстойников, осветлителей со взвешенным слоем осадка и фильтров с восходящим потоком. Пруды-отстойники можно сооружать отдельно и в виде каскада из двух-четырех секций, а также в сочетании со скорыми песчаными фильтрами. При самостоятельном использовании прудов-отстойников глубина очистки сточных вод от взвешенных веществ составляет 20—30 мг/дм^3, а в сочетании со скорыми песчаными фильтрами — 2—10 мг/дм^3 (табл. 17.2).

Таблица 17.2

Эффективность работы основных типов очистных сооружений

Очистные сооружения	Эффективность очистки, %	Содержание взвеси после очистки, мг/дм^3
Отстойники	25—70	30—100
Пруды-отстойники	50—95	20—30
Отстойники + пруды-отстойники	60—97	10—50

Очистные сооружения	Эффективность очистки, %	Содержание взвеси после очистки, мг/дм³
Отстойники с коагуляцией	60—80	20—80
Отстойники + фильтры	95—99	2—10
Осветлители со взвешенным слоем осадка	85—90	8—15

В табл. 17.3 приведены основные показатели технологических схем очистки сточных вод, применяемых в угольной промышленности.

Таблица 17.3

Технико-экономические показатели применяемых технологических схем очистки сточных вод угольных предприятий

Показатели	Состав очистных сооружений											
	пруды, скорые фильтры, хлораторная			осветлители со взвешенным слоем осадка, хлораторная			тонкослойные отстойники, скорые фильтры, хлораторная			фильтры с восходящим потоком, хлораторная		
Производительность, м³/ч	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000
Содержание взвеси в воде, мг/дм³:												
исходной	Не ограничивается			≥150	≥150	≥150	Не ограничивается			≤200	≤200	≤200
очищенной	5	5	5	10—15	10—15	10—15	5	5	5	5	5	5
Численность обслуживающего персонала, чел.-см/сут	16	18	20	21	24	27	20	23	26	20	22	29

Для очистки сточных вод наибольшее распространение имеют открытые однослойные и напорные фильтры, меньшее — открытые двухслойные фильтры, контактные осветлители и виброфильтры (табл. 17.4). На карьерах достаточно широко используют фильтрование через массив, состоящий из песчаных пород.

Таблица 17.4

Технические показатели зернистых фильтров

Конструкция фильтров	Характеристика фильтрующей перегородки				
	высота поддерживающих гравийных слоев, м	высота фильтрующего слоя, м		крупность зерен фильтрующего материала, мм	
		песок	антрацит	песок	антрацит
Скорые однослойные открытые	0,05—0,25	0,7—2	—	0,5—2	—
Скорые однослойные напорные	—	1—1,3	—	0,5—1,6	—

Окончание табл. 17.4

Конструкция фильтров	Характеристика фильтрующей перегородки				
	высота поддерживающих гравийных слоев, м	высота фильтрующего слоя, м		крупность зерен фильтрующего материала, мм	
		песок	антрацит	песок	антрацит
Скорые двухслойные	0,05—0,25	0,6—0,7	0,4—0,5	0,5—1,25	0,8—18
Контактные осветлители	0,1—0,28	2—2,3	—	0,7—4	—
Виброфильтры	Латунная сетка	0,03	—	0,08—0,2	—

Наиболее целесообразно ориентироваться на водоочистные сооружения на базе аппаратов заводского изготовления с применением напорной флотации, промышленного культивирования макрофитов и др. Их применение обеспечивает достижение нормальной очистки сточных вод при более благоприятных технико-экономических показателях (табл. 17.5).

Таблица 17.5

Технико-экономические показатели новых технологий очистки сточных вод угольных предприятий

Показатели	Тип сооружений с использованием					
	аппаратов заводского изготовления (ОН-10, ФОВ-3, ФС-6, центрифуги)			напорной флотации	тонкослойных фильтров (ОН-10, ФТ-15, ФС-6, центрифуги)	промышленного культивирования макрофитов
Производительность станции, м³/ч	200	300	600	300	300	300
Содержание взвешенных веществ, мг/дм³, в воде:						
исходной	Не ограничивается			1000	Не ограничивается	
очищенной	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5
Численность обслуживающего персонала	10	22	16	20	7	2

17.3. Очистка сточных вод от минеральных солей

Очистка от минеральных солей заключается в опреснении сточных вод с солесодержанием более 1 г/дм³ путем выделения, разделения и очистки содержащихся в них минеральных примесей до товарных продуктов. Наибольшее распространение получили следующие способы очистки: термические, основанные на изменении агрегатного состояния очищаемой сточной воды (дистилляция, вымораживание и др.), мембранные (обратный осмос, электродиализ) и реагентные (ионный обмен, осаждение солей).

Технологические схемы и конструкции сооружений по очистке сточных вод от минеральных солей следует выбирать исходя из начального солесодержания. Учитываются также химический состав сточных вод и сфера возможного приме-

Таблица 17.6

Техническая характеристика отечественных электродиализных аппаратов

Показатели	Однопакетные			Двухпакетные со средним электродом			
	Родник-3М	Э-400.01	ЭХО-5000 × 200	ЭХО-50 × 300.01	ЭДА-1500 × 1000	Родник-21К, Родник-21У	Родник-23К, Родник-23У (эскизная проработка)
Производительность по опресненной воде, $м^3/ч$	1	8	20	30	60—70	50	100
Солесъем за один проход, %	70—85	50	40	40	30	30—40	30—40
Минерализация рассола, $г/дм^3$	40	—	—	—	—	80	80
Размер мембран, мм	450 × 480	750 × 480	1470 × 480	1470 × 480	1492 × 992	1470 × 480	1470 × 990
Число рабочих ячеек (пар мембран)	200	200	200	2 × 150	2 × 150	2 × 200	2 × 200
Потери давления в аппарате при рабочей производительности, Па	$1,5 \cdot 10^5$	$2 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1 \cdot 10^5$	$1 \cdot 10^5$
Разработчик	НПО «Пластмассы»	ВНИИВОДГЕО				НПО «Пластмассы» ТФ ОКТБ	
Изготовитель	ПО «Тамбовмаш»	АЭМЗ				ПО «Тамбовмаш»	

нения опресненных вод, включая связанные с ними гигиенические аспекты обработки и потребления.

Термическим методом опресняют около 1,5 % всех сбрасываемых минерализованных вод; остальные объемы подлежат обезвреживанию мембранными методами — обратным осмосом (7 %) и электродиализом (96,5 %). Помимо стадий опреснения, технология деминерализации должна содержать стадию предочистки (удаление взвешенных веществ, умягчение, обработка осадка) и переработки концентрированных рассолов, что обеспечивает полное обезвреживание минерализованных вод в соответствии с действующими экологическими ограничениями.

В отечественной практике наиболее широко развита электродиализная техника очистки минерализованных вод (табл. 17.6).

17.4. Очистка сточных вод от солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений

Очистка от солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений обусловлена присутствием в сточных водах растворенных солей железа и алюминия, других тяжелых металлов, микроэлементов, органических примесей и микроорганизмов. Технологические схемы включают в себя двухрежимную или двухстадийную нейтрализацию стоков с получением очищенной воды и переводом растворенных солей металлов в осадок с последующим его уплотнением, обезвоживанием и утилизацией. Для нейтрализации обычно используют известь или известняк в сочетании с известью, для разделения жидкой и твердой фаз — последовательное проведение процессов осветления воды, уплотнения и обезвоживания осадка. Данные технологические схемы относятся к числу безотходных, позволяют нормализовать водородный показатель и получать из образующегося осадка водоочистки широкий ассортимент сырья и продуктов для промышленности и сельского хозяйства.

Очистка сточных вод от органических загрязнений состоит в окислении органических примесей в сточных водах микроорганизмами, способными в процессе своей жизнедеятельности разлагать их на минеральные составляющие. Этот способ очистки может осуществляться в естественных условиях (поля орошения и фильтрации, биологические пруды) и в специально созданных сооружениях (биологические фильтры, аэротенки и др.).

Очистка от бактериальных загрязнений. Наличие в карьерных водах значительного бактериального загрязнения (коли-титр — 720000—2000000 условно-патогенных энтеробактерий) обусловливает необходимость принятия специальных мер по обеззараживанию практически всех категорий сточных вод перед сбросом их в водоемы.

Обеззараживание осуществляют химическим, физическим и другими способами воздействия на сточные виды перед сбросом их в природные водные объекты. В качестве бактерицидных приемов очистки используют хлорирование (жидкий хлор, гипохлорит натрия и калия, хлорную известь), озонирование, электролиз и облучение.

Сточные воды могут консервироваться путем закачки в подземные горизонты, испаряться в прудах-испарителях и сбрасываться в природные водные объ-

екты, их также используют на технические нужды и для орошения сельскохозяйственных угодий.

Перечисленные методы очистки и обеззараживания сточных вод могут реализовываться на индивидуальных и групповых очистных сооружениях. Они имеют свои технологические схемы и аппаратурное оформление, которые необходимо учитывать при их выборе в зависимости от геологических, производственно-технических и климатических условий применения.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите мероприятия по сокращению образования сточных вод при открытых горных работах.
2. Как осуществляется очистка сточных вод от взвешенных частиц?
3. Как осуществляется очистка сточных вод от минеральных солей?
4. Как осуществляется очистка сточных вод от солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений?

ГЛАВА 18. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ И ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА КАРЬЕРА

Проектирование рекультивации земель предусматривает разработку комплекса горно-технических, инженерных, сельско-, лесохозяйственных и других мероприятий, направленных на восстановление биологической продуктивности и хозяйственной ценности нарушенных горными или иными работами земельных площадей, а также на улучшение состояния окружающей среды. Обеспечение требуемого качества рекультивированных земель — один из показателей технического и технологического совершенства горного производства, соответствия его современным экологическим требованиям и нормативам.

С учетом характера дальнейшего использования восстановленной территории рекультивация нарушенных земель может иметь сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое и строительное направление.

Содержание и объем нормативных требований к качеству рекультивированных земель зависят от вида освоения нарушенных территорий.

При сельско- и лесохозяйственном направлениях рекультивации нормативные требования сводятся к созданию биологически продуктивных участков земной поверхности с необходимыми условиями для роста и развития растений; при водохозяйственном направлении — к соблюдению технологических и геомеханических ограничений при выполнении гидротехнических работ; при строительном направлении — к созданию участков земной поверхности, пригодных для размещения промышленных площадок и жилых массивов. При рекреационном и санитарно-гигиеническом направлениях рекультивации подлежат учету многие из перечисленных выше требований, необходимых для создания зон отдыха и консервации нарушенных земель.

При прочих равных условиях следует отдавать предпочтение сельскохозяйственной рекультивации. В зонах ценных почв и интенсивного сельского хозяйства нарушенные земли должны восстанавливаться под пахотные угодья.

Лесную рекультивацию целесообразно предусматривать в районах лесной зоны, а также в качестве составной части при других направлениях рекультивации.

Оптимальным вариантом следует признать комплексную рекультивацию по различным направлениям, имеющую целью создание новой ландшафтной единицы на нарушенной территории.

Основные морфометрические параметры техногенного рельефа, нормируемые при добыче полезных ископаемых открытым способом, в зависимости от направления рекультивации приведены в табл. 18.1.

Таблица 18.1

Морфометрические параметры техногенного рельефа на карьерах

Показатели	Направление рекультивации					
	Сельскохозяйственное		Лесохозяйственное	Водохозяйственное	Рекреационное	Санитарно-гигиеническое
	Пашни	Сенокосы, пастбища				
Мощность снимаемого плодородного слоя почвы, м	Определяется проектом в соответствии с рекомендациями ГИЗРа (Рекомендации по снятию плодородного слоя почвы при производстве горных, строительных и других работ. — М.: ГИЗР, 1983)					
Высота временного склада плодородного слоя почвы, м, не более	10	10	10	10	10	10
Мощность насыпного плодородного слоя почвы после усадки, м, не менее	0,3 0,4**	0,2	—	0,2*	0,2*	—
Мощность снимаемого слоя потенциально плодородных пород, м	Определяется проектом с учетом требований биологического этапа					
Мощность насыпного слоя потенциально плодородных пород после усадки, м, не менее	0,5*** 1**	0,3*** 0,8**	2***	—	1*** (для зеленых зон)	0,3*** (при озеленении)
Площадь рекультивируемого участка, га, не менее	10	5	Не лимитируется	0,5	Не лимитируется	
Уклон поверхности отвала, градус, не более	2	6	10	—	Угол устойчивого откоса	
Угол откоса отвала, градус, не более	—	12	18	—	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)
Угол борта карьерной выемки, градус, не более	—	12	18	8	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)
Глубина водоема в карьерной выемке, м, не менее	—	—	—	1,5	1,5	—

Показатели	Направление рекультивации					
	Сельскохозяйственное		Лесохозяйственное	Водохозяйственное	Рекреационное	Санитарно-гигиеническое
	Пашни	Сенокосы, пастбища				
Ширина террас, м, не менее	—	—	12	—	6,5	6,5
Расстояние между террасами по вертикали, м, не более	—	—	15	—	15	15
Поперечный уклон террас, градус	—	—	2—3	—	2—3	2—3
Уклон подуступа террас, градус, не более	—	—	Угол устойчивого откоса			
Высота водозадерживающего вала на отвале, м, не менее	0,7	0,7	0,7	—	0,7	—
Ширина его по подошве, м, не менее	1,5	1,5	1,5	—	1,5	—
Мощность слоя глины для перекрытия выходов угольных пластов в карьерных выемках, м, не менее	—	—	—	1****	1	1,0
Глубина поверхностного слоя пород отвала, подвергающегося химической мелиорации, м, не менее	0,3*****	0,3*****	0,2*****	—	0,2*****	0,2*****
Мощность насыпного экранирующего слоя, м	Определяется проектом					

*На мелководных зонах водоемов, создаваемых в карьерных выемках.
**Для отвалов, поверхность которых сложена непригодными породами (в скобках в черноземной зоне).
***Для отвалов, поверхность которых сложена непригодными по химическому составу породами
****Размеры участков могут меняться в зависимости от конкретных условий.
*****Возможно использование потенциально плодородных пород.

Соблюдение указанных параметров при ведении горно-восстановительных работ позволяет обеспечить высокое качество рекультивированных земель практически для всех возможных направлений их использования.

При оценке качества рекультивированных земель на карьерах учитываются: морфометрические параметры техногенного рельефа, подлежащего рекультивации, и его местонахождение; агрохимические и физико-механические свойства пород и грунтов, слагающих объекты рекультивации; соответствие выполненных технологических процессов и видов работ утвержденному проекту; состав и свойства материалов, примененных при рекультивации (мелиоранты, удобрения и др.); соответствие нормам ПДК вновь образованных почв по характерным загрязняющим ингредиентам.

Качественно-количественная характеристика регламентированных свойств почвогрунтов, применяемая при оценке вновь созданных почв дерново-подзолистого, средне- и легкосуглинистого типов

Технологические свойства:	
контурность, га	15—20
эродированность	Отсутствует
Морфологические признаки:	
мощность пахотного горизонта, см	25—35
структурность	Хорошо выраженная
содержание водопрочных агрегатов, %	70—80
Агрохимические свойства:	
содержание гумуса, %	2—2,5
валовый запас гумуса, т/га	60—70
концентрация доступных форм азота, мг/100 г почвы	3—4,5
концентрация подвижных форм фосфора, мг/100 г почвы	25—30
концентрация обменного калия, мг/100 г почвы	20—25
реакция почвенного раствора, pH	6—6,5
степень насыщенности основаниями, %	80—90
сумма поглощения оснований, мг-экв/100 г почвы	8—12
Водно-воздушный режим почвы:	
запас продуктивной влаги в слое 0—5 см к началу вегетации, мм	130—150
плотность, г/м³	1,1—1,2
пористость общая, %	50—55

Приведенный комплекс регламентированных свойств вновь созданных почв полностью отражает плодородие и определяет урожайность сельскохозяйственных культур. Поэтому на стадии технического этапа рекультивации должен создаваться определенный уровень плодородия восстановленных почв, который в дальнейшем повышается до уровня зональных почв в процессе биологического этапа рекультивации.

18.1. Способы и схемы технической рекультивации нарушенных земель

Рекультивация нарушенных земель во многом предопределяется технологией производства горных работ и отвалообразования, характеристиками пород, типом разрабатываемого месторождения.

Технический этап рекультивации включает в себя планировку поверхности, формирование рекультивационного горизонта, выполаживание откосов, строительство подъездных дорог, гидротехнических, мелиоративных и других сооружений, прочие земляные работы. Конечная цель рекультивации — создание «оптимального ландшафта», под которым понимают такую форму организации

территории, которая позволяет обеспечить не только максимальную продуктивность земельных угодий, но и удовлетворить рекреационные, эстетические, санитарно-гигиенические и другие требования к природной среде.

В зависимости от категории пригодности вскрышных пород, почвенных и природно-климатических условий, а также выбранного вида освоения применяют следующие способы рекультивации земель на карьерах:

- нанесение на рекультивируемые грунты плодородного слоя почвы или слоя лёссовидных суглинков мощностью 30—120 см с применением комплекса минеральных удобрений;
- непосредственную обработку рекультивируемых грунтов с проведением мелиоративных работ (известкование, внесение минеральных удобрений, мелиоративные севообороты);
- непосредственную обработку рекультивируемых грунтов с использованием биоактивизированных препаратов, приготовленных из бурых углей и отходов углеобогащения, и активных штаммов почвенных микроорганизмов (находится в стадии промышленной проверки и внедрения).

В настоящее время разработаны принципы технологической увязки основных процессов открытой добычи полезных ископаемых с рекультивацией нарушаемых земель в единый комплекс горного производства, включая технический и биологический этапы восстановления продуктивности земельных угодий.

В связи с этим выделяют совмещенные, раздельные и комбинированные схемы технической рекультивации земель.

Совмещенные технологические схемы технической рекультивации основаны на использовании основного горного и транспортного оборудования, применяемого при разработке карьера, для выполнения всех работ по рекультивации нарушенных земель (транспортирование и укладка на рекультивируемые поверхности почв и потенциально пригодных пород, планировка поверхности, формирование откосов отвалов и др.) без привлечения специальной дополнительной техники.

При применении на карьере мощного технологического оборудования реализация совмещенных схем не всегда практически осуществима. Но при проектировании технологии вскрышных работ следует максимально использовать эти схемы, учитывая их экономическую эффективность.

Раздельные технологические схемы технической рекультивации — это технологические схемы, представляющие собой самостоятельный технологический процесс в общем цикле ведения вскрышных работ. Отличительная особенность этих схем — выполнение рекультивационных работ специальным оборудованием вне связи с горным производством, т.е. по самостоятельному производственно-технологическому циклу. Условия применения таких схем следующие:

- невозможность включения работ по рекультивации в основной технологический процесс по причинам неприспособленности основного технологического оборудования для ведения рекультивационных работ;
- несоответствие горно-геологических условий и параметров горных работ требованиям последующей рекультивации или ее направлению;

• возможность достижения более высоких технико-экономических показателей работы предприятия при конкретном варианте раздельной схемы рекультивации по сравнению с совмещенной;

• необходимость выполнения технического этапа рекультивации обособленно от основного технологического процесса добычи (технология рекультивации принципиально отличается от технологии ведения горных работ; горные работы на участке рекультивации завершены с определенным опережением; рекультивируемый участок находится за пределами зоны ведения горных работ, выполняемых основным технологическим оборудованием).

Работы по раздельным схемам рекультивации можно вести до начала, в процессе и после завершения горных работ. Преимущество раздельных схем — возможность обеспечения любых направлений хозяйственного использования рекультивируемых земель, в том числе сельскохозяйственного, независимо от технологии ведения вскрышных работ.

Комбинированные или частично совмещенные схемы технической рекультивации — это технологические схемы, при которых часть объемов работ выполняется по совмещенной, а часть — по раздельной технологии. Преимущества таких схем — широкий диапазон их применения и возможность оптимизации вариантов ведения вскрышных работ в увязке с рекультивацией нарушенных земель с целью достижения более высоких технико-экономических показателей работы предприятий и обеспечения необходимого качества восстановленных земельных угодий.

Для выполнения отдельных производственных процессов и операций на техническом этапе рекультивации нарушенных земель на карьерах используют следующее оборудование:

• при подготовке поверхности к горным и горно-восстановительным работам, в том числе при отведении поверхностных вод и осушении участков месторождения, — навесные и самоходные канало- и канавокопатели, для очистки поверхностей от посторонних предметов — навесные и самоходные корчеватели, кусторезы и камнеуборочные машины;

• при снятии плодородного слоя почвы — экскаваторы с ковшом вместимостью 1—4 м^3, для транспортирования — автосамосвалы или прицепные и самоходные скреперы с ковшом вместимостью 7—15 м^3 (в отдельных случаях почвенный слой предварительно собирают бульдозерами в бурты, затем грузят в средства транспорта при помощи погрузчиков или экскаваторов);

• при перевалке или перевозке пород во внутренние отвалы, снятии и перемещении плодородного слоя почвы на поверхность отвалов — основное горное и транспортное оборудование, применяемое на вскрышных и отвальных работах;

• при разработке подстилающих и других почвообразующих пород — экскаваторы, скреперы и бульдозеры;

• при транспортировании почв, подстилающих и почвообразующих пород — скреперы, автосамосвалы грузоподъемностью 12—30 т с кузовом вместимостью 7,5—18 м^3;

• для планировочных работ и перемещения пород на расстояние до 100 м — бульдозеры, поворотный и неповоротный лемехи длиной 2,5—4,5 м, установленные на базовом тракторе.

Указанные машины и оборудование используют также для придания откосам устойчивой формы. Для этих целей применяют террасеры, которые могут работать на склонах крутизной до 40°. Для строительства мелиоративных сооружений кроме указанного оборудования используют плуги-канавокопатели.

18.2. Биологическая рекультивация земель

Биологический этап рекультивации нарушенных земель обычно осуществляется землепользователями за счет средств предприятий. Поэтому вопросы классификации способов и схем биологической рекультивации рассматривают в горно-добывающей промышленности с точки зрения оптимизации условий применения и уровня требований к техническому этапу рекультивации, что, в свою очередь, позволяет повысить эффективность горных работ с учетом последующей рекультивации и снизить затраты на рекультивацию в целом при обязательном соблюдении экологических требований в части воспроизводства земельных ресурсов.

Биологическая рекультивация включает в себя комплекс мероприятий по восстановлению плодородия нарушенных земель с использованием тракторов с прицепными, полунавесными и навесными плугами, гидрофицированных лущильников, борон, культиваторов, рыхлителей, а также прицепных и навесных фрез, катков и машин для приготовления и внесения минеральных и органических удобрений. В комплекс мероприятий по биологической рекультивации входят посев трав и посадка первичных древесно-кустарниковых и лесных культур, внесение мелиорантов, органо-минеральных удобрений, биоактивизированных или бактериальных препаратов, укладка торфо-дерновых ковров и др. Для этого используют различные сеялки, навесные ямокопатели и лесопосадочные машины. Уход за посевами и посадками, в том числе орошение и полив, выполняют при помощи дождевальных и поливочных машин, сбор урожая — косилками и комбайнами, используемыми в сельскохозяйственной практике.

Широкий диапазон типов и моделей машин позволяет подбирать для конкретных условий рациональные комплекты оборудования, которые наиболее полно соответствуют горно-техническим и природно-климатическим условиям разработки месторождений.

В последние годы в угольной промышленности получает распространение *микробиологический способ рекультивации* породных отвалов для использования их под сельскохозяйственные угодья и в санитарно-гигиеническом направлении. Сущность данной технологии заключается в повышении биологической активности отвальных грунтосмесей путем сплошной инокуляции поверхности отвалов активной почвенной микрофлорой, адаптированной к местным условиям. В отличие от традиционных приемов рекультивации данный способ осуществляется непосредственно на рекультивируемых грунтах.

Землевосстановительные мероприятия целесообразно планировать параллельно ведению горных работ, что обеспечивает наиболее быстрое преобразование техногенных ландшафтов в целесообразные продуктивные антропогенные комплексы, не уступающие природным.

18.3. Проектирование генерального плана карьера

Генеральный план карьера представляет собой графическое масштабное изображение рельефа поверхности, горных выработок, промышленных зданий, сооружений, транспортных и энергетических сетей в районе карьера и объектов жилого массива. Иногда его называют ситуационным планом карьера. Его вычерчивают в масштабах 1:5000, 1:10 000, 1:25 000. В состав проекта генерального плана включена пояснительная записка, в которой дана характеристика района, площадки строительства, пусковых комплексов и очередей строительства, приведены объемы земляных работ, состав и местоположение существующих, реконструируемых, строящихся и сносимых объектов, геодезические привязки к топографической основе. При разработке рабочих чертежей генеральный план детализируется.

Исходные данные для проектирования генерального плана следующие: результаты геологических, гидрогеологических, геодезических и других изысканий, топографические планы района, промежуточный план карьера и план карьера на конец разработки, объемы горных работ, технология и механизация производства горных работ и переработки сырья, трассы транспортных, энергетических коммуникаций и др.

Основными объектами генерального плана являются карьеры, стволы шахт, отвалы пустых пород, техногенные склады, обогатительные фабрики, склады и бункеры, хвостохранилища обогатительных фабрик, железнодорожные станции, промплощадки, ремонтные цехи и склады, базисные и расходные склады взрывчатых материалов и др.

Кроме того, в состав горного предприятия могут входить: базы стройиндустрии и материально-технического снабжения, теплоцентр или котельная, главная понизительная подстанция, базисный и расходный склады взрывчатых материалов, административный центр, водозаборные, водоочистные, канализационные очистные сооружения, площадки дренажных стволов, пристанционные площадки, железнодорожная станция примыкания, коммуникации различного назначения и т.д. С точки зрения занимаемых площадей (если рассматривать каждый объект отдельно) они носят подчиненный характер, но могут оказывать иногда весьма существенное влияние на формирование генерального плана.

Ориентировочное распределение площадей между основными объектами горно-обогатительных комбинатов

Общая площадь земельного отвода, км²	175—30
В том числе, %:	
карьер	5—10 (20)
отвалы пород и хвостохранилище	40—65 (15—30)
зона промышленной застройки	4—8
транспортные и прочие инженерные коммуникации	4—8 (12—20)
санитарно-защитные зоны и незанятые территории	20—30 (7—12)
Удельный земельный отвод, км²/млн т горной массы	0,9—1,3 (до 4,85 при горизонтальных месторождениях)

Генеральный план горно-добывающего предприятия разрабатывают на основе общегосударственных и отраслевых нормативных документов (строительных норм и правил, санитарных норм, отраслевых норм технологического проектирования, правил безопасности).

Проектирование генеральных планов горно-обогатительных предприятий основывается на следующих общих принципах формирования промышленных комплексов:

- объекты предприятия размещают по возможности на непродуктивных землях с поэтапным их изъятием;
- соблюдается зонирование территории предприятия на всех этапах его развития;
- предусматривают возможность расширения производства как в целом по промышленным площадкам, так и по отдельным зданиям и сооружениям при увеличении мощности предприятия;
- здания и сооружения в пределах промышленных площадок размещают с минимальными разрывами, обеспечивающими компактность и высокий эстетический уровень застройки, благоустройство территории, минимальную протяженность инженерных сетей, автомобильных и железных дорог;
- число отдельных промышленных площадок принимают минимальным;
- обеспечиваются наилучшие санитарно-гигиенические условия труда и быта населения.

Компоновка генерального плана карьера по возможности должна быть такой, чтобы расстояния транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого, число пересечений железнодорожных путей автомобильными и пешеходными дорогами, объем работ по устройству трасс железнодорожных путей, автодорог, линий электропередачи, сетей водоснабжения, теплофикационных, канализационных, а также площадок под здания и сооружения были минимальными.

Кроме того, должна быть обеспечена стационарность основных сооружений на срок не менее 10—15 лет; при необходимости переноса крупных сооружений срок их службы должен быть обоснован экономическими расчетами.

Генеральный план любого горного предприятия обладает индивидуальными особенностями, что является следствием географической привязки к конкретному месторождению полезных ископаемых, характеризующихся различными топографическими, климатическими, инженерно-геологическими и гидрогеологическими условиями строительства, оторванностью освоенных промышленных районов, путей сообщения, источников водо- и энергоснабжения и т.д. В связи с этим генеральный план горного предприятия обычно не удается сформировать в пределах единой промышленной площадки; он представляет собой совокупность отдельно расположенных площадок с производствами различного функционального назначения, отстоящими друг от друга иногда на несколько (в отдельных случаях — десятки) километров.

Территория, предназначенная для расположения объектов карьера, называется земельным отводом. Площадь земельных отводов зависит от масштаба предприятия, горно-геологических условий и технологии горных работ. Она может достигать нескольких тысяч гектаров.

Горный отвод составляет, как правило, 5—10 % земельного отвода. Превышение верхнего предела имеет место только на горизонтальных или пологопа-

дающих месторождениях с небольшой мощностью вскрышных пород и размещением их в выработанном пространстве или в условиях резко пересеченного горного рельефа местности, где вследствие большой высоты отвалов площадь их относительно невелика и доля территорий, отводимых под открытые работы, соответственно увеличивается. Эти обстоятельства являются причиной снижения на подобных предприятиях относительных площадей, занимаемых породными отвалами и хвостохранилищами, до 15—30 %, в то время как для крутопадающих месторождений в условиях равнинного или холмистого рельефа они составляют 40—65 % общего баланса используемых территорий.

Значительные колебания в рассматриваемых показателях объясняются тем, что они в наибольшей степени зависят от конкретного рельефа местности, условий размещения отдельных площадок строительства и межплощадочных коммуникаций. Строго регламентировать их в общем виде вряд ли возможно, и при укрупненной оценке генерального плана нового предприятия следует использовать имеющиеся аналоги.

При компоновке генерального плана необходимо соблюдать не только функциональное зонирование внутри отдельных промышленных площадок, но и зонирование всей территории, отводимой под строительство.

В соответствии с требованиями СНиП о санитарно-защитных зонах расположение объектов, выделяющих промышленные вредности, должно удовлетворять следующим условиям:

- селитебная территория размещается на периферии земельного отвода;
- между селитебной территорией и промышленной зоной располагается санитарно-защитная зона;
- за границей защитной зоны и на границе промышленной застройки размещают внешние транспортные коммуникации комбината — подъездной железнодорожный путь (обычно тупиковый) и автомобильную дорогу (обычно транзитную);
- зона промышленной застройки находится между зоной производства горных работ и внешними транспортными коммуникациями, благодаря чему обеспечивается кратчайшая транспортная связь как по внутренним технологическим, так и по внешним перевозкам; расширение промышленной территории следует предусматривать в сторону, противоположную поселку;
- зона производства горных и отвальных работ, складирования отходов процесса обогащения полезных ископаемых, шламоотстойников и других пылящих сооружений является замыкающей; территорию расширения карьеров и отвалов следует по возможности размещать на периферии земельного отвода, противоположной жилому поселку.

Принципиальная схема зонирования генерального плана горного предприятия приведена на рис. 18.1. Разрывы между селитебной территорией и промышленной зоной определяются, с одной стороны, санитарными нормами, регламентирующими чистоту воздушного бассейна в районе жилых массивов, а с другой — нормами времени на доставку трудящихся от дома к месту производства работ и обратно. Считается, что рациональное расстояние между городом и территорией промышленной застройки составляет 5—10 км.

Наиболее экономичный вариант, как правило, характеризуется минимальным удалением поверхностных сооружений от карьера. Однако приближение поверхностных сооружений к карьеру ограничивается конечными или перспек-

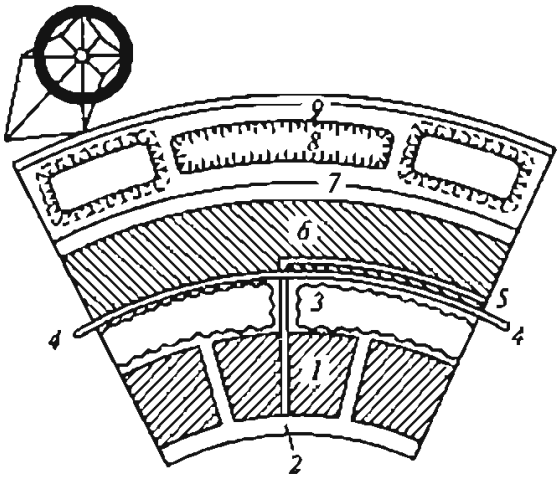


Рис. 18.1. Схема зонирования территории горно-обогатительного комбината с учетом розы ветров:

1 — селитебная территория с зоной отдыха; *2*, *3* — санитарная защитная зона; *4* — транзитная автодорога; *5* — подъездной железнодорожный путь; *6* — зона промышленной застройки с резервной территорией; *7*, *8* — зона горных и отвальных работ с перспективой развития в сторону зоны *9*

тивными контурами карьера, а также границами санитарной, взрывоопасной, сейсмоопасной и санитарно-защитной зон.

Проектирование ситуационного плана начинают с оконтуривания карьера и его зон, показывают контуры, соответствующие его конечной или перспективной глубине. При поэтапной разработке наносят промежуточные контуры с указанием момента их достижения. Вокруг карьера выделяют взрывоопасную, сейсмоопасную, санитарную зоны и границу возможного сдвижения бортов, внутри которых нецелесообразно расположение постоянных промышленных объектов (кроме отвалов) и жилых массивов.

Границы взрывоопасной зоны определяются по условию действия воздушной волны от взрыва заглубленных зарядов, по разлету осколков породы и по сейсмическому действию взрыва. Максимальный радиус взрывоопасной зоны вычисляют для случая ведения взрывных работ по верхнему приконтурному уступу карьера.

Ширину санитарно-защитной зоны, внутри которой воздух загрязняется продуктами взрывов, отработанными газами работающих машин, пылью, принимают в пределах 500—1000 м.

При длительном стоянии погашенных бортов карьера возможно их сдвижение и обрушение за пределами контура погашения из-за неточности расчета устойчивых углов откоса. Поэтому следует выделить *зону обрушения бортов*, ширина которой зависит от прочности пород, условий их залегания, водонасыщенности, глубины карьера, других факторов и находится в пределах 75—100 м.

Местоположение поверхностных сооружений зависит от их размеров, назначения и характера, скорости и направления действия господствующих ветров и других климатических условий, рельефа поверхности, вида карьерного транспорта, способа вскрытия и направления развития горных работ, срока разработки месторождения, очередности развития карьера.

В гористой местности возникает необходимость обеспечения устойчивости сооружений и защиты их от селевых потоков, снежных лавин и др.

Конструкция и параметры транспортных коммуникаций зависят от вида карьерного транспорта. Менее жесткие требования к расположению поверхностных сооружений предъявляет автотранспорт (по сравнению с железнодорожным транспортом).

Застройка территории должна быть плотной. При этом следует учитывать возможное расширение некоторых объектов. Расстояния между зданиями должны быть минимальными, но не меньше следующих значений.

Расстояние между зданиями, м, в зависимости от степени их огнестойкости

I и II	III	IV и V
Не нормируется	9	12
9	12	15
12	15	18

Склады горючих материалов проектируют заглубленными с вместимостью для легковоспламеняемых продуктов до 4000 т, для горючих продуктов — до 20 000 т. Все помещения для хранения и раздачи нефтепродуктов размещают в одном здании, удаленном от других на расстояние более 100 м при I категории их огнестойкости и на расстояние более 40 м при II и III категориях их огнестойкости.

На территории промышленной зоны предусматривают сооружение дорог общего пользования, обеспечивающих подъезд к каждому зданию и сооружению грузовых и пожарных автомашин. Если ширина объекта более 18 м, то подъезд должен быть двусторонним.

Следует отметить, что технологические комплексы угольных и рудных карьеров с обогащением полезного ископаемого на месте и карьеров, с которых полезное ископаемое отправляется внешнему потребителю сразу из забоев, заметно отличаются. Промышленная база структурно упрощается, если обогатительная фабрика обслуживает несколько добывающих предприятий (карьеров, шахт) и входит как самостоятельная единица в состав более крупного объединения, размещаясь обособленно.

Общими показателями эффективности планировочных решений являются объемы строительных работ, площадь промплощадки и коэффициент застройки, равный отношению площади, занимаемой зданиями и сооружениями, и площади промплощадки. Для железорудных карьеров он должен быть не менее 0,27, для карьеров цветных металлов — не менее 0,33, для угольных и сланцевых карьеров — не менее 0,26—0,28, для гидромеханизированных карьеров — не менее 0,35, для карьеров по добыче пород для производства строительных материалов при экскаваторной разработке — не менее 0,27.

Контрольные вопросы и задания

1. Какие мероприятия проводят при рекультивации нарушенных земель?
2. Приведите способы и схемы технической рекультивации земель.
3. В чем заключается технический этап рекультивации земель?
4. Каковы основные принципы проектирования генерального плана карьера?
5. Какие факторы учитывают при разработке вариантов генерального плана и какова степень их влияния на выработку окончательного решения?

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица П1

Примерные минимальные промышленные контуры для коренных рудных месторождений

Группы металлов	Характерные металлы	Минимальный объем запасов, т	Минимальное содержание металлов, %	Запасы крупных месторождений, т
Черные	Железо, марганец	Сотни тысяч	15—20	Миллиарды
Цветные	Медь, свинец, цинк, никель	Тысячи — десятки тысяч	0,4—1,0	Десятки миллионов
Редкие	Вольфрам, молибден, олово, ртуть	Десятки — сотни	0,02—0,2	Сотни тысяч
Радиоактивные	Уран, торий	Десятки — сотни	0,05—0,1	Сотни тысяч
Благородные	Золото	Килограммы	0,5—2 г/т	Десятки тысяч

Таблица П2

Характеристика некоторых комплексных руд цветных металлов

Типы руд	Основные компоненты	Сопутствующие ценные компоненты	Примерная доля сопутствующих компонентов в суммарной ценности сырья, %
Полиметаллические	Pb, Zn, Cu	S, Cd, Au, Ag, In, Te, Ga, Ge, Bi, Sb, Hg, Co, Ba, Se, Tl, Sn	40
Медные	Cu	S, Au, Ag, Cd, Re, Se, Te, Co	45
Медно-молибденовые	Cu, Mo	S, Au, Ag, Re, Se, Te, Cd	45
Медно-цинковые	Cu, Zn	S, Au, Ag, Cd, Se, Te, In, Tl, Ge	50
Сульфидные никелевые	Ni, Cu	Co, S, Pt, Pd, Ru, Rh, Os, Jr, Au, Ag, Se, Te	60

Таблица П3

Минимальные, средние и предельные содержания микроэлементов в углях, г/т

Элемент	Кларки элементов				Среднее содержание элемента по обогащенным участкам в углях	Предельное содержание элемента, %		Минимальное содержание элемента для оценки использования в промышленности	
	в бурых углях	в каменных углях	в золе бурых углей	в золе каменных углей		в углях	в золах углей	в углях	в золах углей
Бериллий	2,4	2,0	11	21	20—25	0,02	0,2	5	20
Бор	85	55	560	680	10000	0,2	1,2	2000	10000
Ванадий	23	31	120	180	200—1000	0,2	> 1	100	500

Элемент	Кларки элементов				Среднее содержание элемента по обогащенным участкам в углях	Предельное содержание элемента, %		Минимальное содержание элемента для оценки использования в промышленности	
	в бурых углях	в каменных углях	в золе бурых углей	в золе каменных углей		в углях	в золах углей	в углях	в золах углей
Вольфрам	2—6	2—6	20—40	—	25—100	0,15	1	30	150
Галлий	7	7	36	51	20—40	0,05	0,55	20	100
Гафний	0,1—0,3	0,1—0,3	1—3	—	—	—	—	5	25
Германий	1,5	2,9	9	20	30—300	0.5	> 1	3,5—15	75
Золото	0,001—0,003	0,001—0,003	0,02	—	> 1	0,003	—	0,02	0,1
Индий	0,02	0,02	0,08	—	—	—	—	0,2	1
Иттрий	7	6	37	47	—	0,02	0,15	15	75
Иттербий	0,9	0,8	5	7	—	0,002	0,02	1,5	7,5
Кадмий	0,3	0,6	3	6,5	—	—	—	1	5
Кобальт	3,4	5,2	20	34	20—70	0,1	0,2	20	100
Лантан	1,5	1,5	3—80	3—80	—	0,02	0,1	150	750
Литий	20	25	80	150	—	—	—	35	175
Медь	7,5	18,5	48	80	200	> 1	> 10	100	500
Молибден	2,4	3,0	13	25	10—150	0,3	0,6	6	30
Никель	8	16	51	90	100—200	0,1	> 1	100	500
Ниобий	1	1,8	5	12	100	0,02	0,74	10	50
Олово	1	1	4,1	7,5	—	—	—	20	100
Палладий	0,001	0,001	0,01	0,01	—	—	—	0,005	0,025
Платина	0,001	0,001	0,01	0,01	—	—	—	0,005	0,025
Рений	0,01—0,1	0,01—0,1	0,1—1	—	> 1	> 0,0001	—	0,1	0,5
Селен	до 1	до 1	—	—	—	—	—	1	5
Серебро	0,3	0,4	1	2,5	~ 5	0,001	0,02	1	5
Свинец	2,5	25	53	170	100—500	0,3	3	240	1200
Скандий	2	3	15	20	60—80	0,01	0,02	10	50
Стронций	130	76	1100	460	—	—	—	400	2000
Сурьма	0,5—2	0,5—2	5	10	—	—	—	30	150
Таллий	0,1	0,1	—	—	—	—	—	1	5
Тантал	0,3	0,3	—	—	—	0,005	—	1	5
Титан	500	500	2600	4600	~10000	> 1	10	1500	7500
Уран	1—3	1—3	~7	—	3000	~1	—	100	1000
Хром	12	16	70	86	10000	> 1	—	1400	7000
Цезий	0,4—2	—	—	—	—	0,01	0,07	30	150
Цинк	18	22	100	150	100—750	0,03	> 1	400	2000
Цирконий	30	41	160	250	300—800	0,07	0,7	120	600

Таблица П4

Извлечение полезных компонентов при добыче и переработке минерального сырья

Полезное ископаемое, промышленный тип руд	Извлечение (относительное), %				Способ добычи
	при добыче	при обогащении	при металлургическом переделе	общее	
Руды черных металлов (железо):					
титаномагнетитовые	97,2	65,0	98,0	61,9	Открытый
сульфидно-магнетитовые	90,0	80,0	98,0	70,6	Подземный
магнетитовые, мартитовые	97,0	51,5	98,0	49,0	Открытый
магнетитовые, мартитовые	89,0	51,5	98,0	44,9	Подземный
медно-железо-ванадиевые	99,0	78,0	98,0	75,6	Открытый
Руды цветных металлов (медь):					
медно-колчедановые	98,0	85,2	92,5	77,2	Открытый
медно-колчедановые	92,0	85,2	92,5	72,5	Подземный
сульфидно-магнетитовые	91,5	67,7	92,5	57,2	Подземный
медно-железо-ванадиевые	99,0	73,6	92,5	67,3	Открытый
Благородные металлы:					
рудные	88,6	—	95,9	85,0	Подземный
россыпные:					
дражные	92,6	—	75,0	69,4	Открытый
гидравлические	81,0	—	85,0	68,8	Открытый
Неметаллические полезные ископаемые:					
хризотил-асбест	97,0	72,5	—	70,3	Открытый
тальк магнезитовый	98,3	50,3	—	49,4	Открытый
цементное сырье	95,5—98,0	96,5-98,6	—	92,2—96,2	Открытый
флюсовый известняк	87,0	60,0	—	52,2	Открытый
кирпичные глины	97,0	97,0	—	94,1	Открытый
строительный щебень	98,5	93,0	—	91,6	Открытый
облицовочное сырье	91—97	27—50	—	24,6—47	Открытый

Таблица П5

Типы руд и продукты их обогащения, выделенные по усредненным концентрациям рудообразующих металлов, %

Типы руд	Рудообразующие металлы	Балансовые руды			Забалансовые руды	Продукты обогащения руд		
		Богатые	Рядовые	Бедные		Содержание металла		Извлечение
						в концентрате	в хвостах	
Медно-порфировый штокверковый	Медь	1–2	0,4–1	0,2–0,4	0,1–0,2	18	0,09	78
Медно-колчедановый	Медь	2–8	1–2	0,4–1	0,4–0,7	16	0,20	94
Медистые песчаники и сланцы	Медь	2–6	1–2	0,4–1	< 0,4	38	0,10	92
Свинцово-цинковый стратиформный (миргалимсайский)	Свинец	2–4	1–2	0,6–1	0,4–0,6	42	0,30	61
	Цинк	3–7	1,5–3	0,8–1,5	0,6–0,8	50	0,25	70
Свинцово-цинковый скарновый (приаргунский)	Свинец	3–6	1–3	0,5–1	0,4–0,5	61	0,21	79
	Цинк	4–6	2–4	0,4–2	0,8–1	64	0,36	64
Свинцово-цинковый жильный (салонский)	Свинец	2–3	1–2	0,5–1	0,4–0,5	51	0,08	82
	Цинк	3–7	2–3	1–2	0,8–1	80	0,21	80
Никелево-медный (норильский)	Медь	3–8	1–3	0,7–1	0,4–0,7	24	–	89–98
	Никель	2–4	0,7–2	0,4–0,7	< 0,4	6	–	88–97
Золотосульфидный	Золото, г/т	10–15	5–10	3–5	1–2	100–200	0,7–1	90–95
Золотокварцевый	Золото, г/т	15–50	5–15	2–5	1–2	100–250	- 1	92–97
Вольфрамовый скарновый	Содержание WO_3	1,5–3	0,5–1,5	0,15–0,5	< 0,15	40	0,04	66
Вольфрамовый грейзеновый	Содержание WO_3	0,2–0,4	0,1–0,2	0,05–0,1	< 0,05	60	0,05	63
Вольфрамовый гидротермальный	Содержание WO_3	1,5–2,5	0,8–1,5	0,6–0,8	< 0,6	60	0,08–0,1	70

Таблица П6

Распределение цветных, редких и рассеянных элементов в продуктах обогащения полиметаллических руд, %

Рудный элемент	Концентрат				Отвальные хвосты
	свинцовый	цинковый	медный	пиритный	
Свинец	79,5–85	4,5–9,2	2,5–3,6	0,2–1,1	5,2–9,2
Цинк	4,5–6,2	81,2–83,4	1,7–4,2	1,3–3,1	7,1–10,2
Медь	5,8–11,3	6–8,2	71–75,2	0,3–7,2	6–11,2

Рудный элемент	Концентрат				Отвальные хвосты
	свинцовый	цинковый	медный	пиритный	
Железо пиритное	1—2	3—11	1—2	33—75	17—50
Сера (пиритная)	1—2	3—13	1—2	33—75	17—50
Кадмий	5—7	70—72	3—6	5—8	7—17
Селен	22—30	8—13	3—5	5—21	41—52
Теллур	13—17	8—11	4—11	4—20	60—62
Таллий	15—23	6—11	4—12	12—20	34—62
Индий	1—3	20—33	3—8	11—20	36—76
Германий	2	3	1	—	94—96
Галлий	1—2	2—14	1—3	6—17	68—86

Таблица П7

Значения потерь и разубоживания на различных месторождениях

Месторождения	Эксплуатационные потери, %	Разубоживание, %
Свинцово-цинковые	5—6	17—18
Оловорудные	10—11	17—18
Никель-кобальтовые	4—5	6—8
Вольфрамомолибденовые	5—6	7—8
Медно-рудные	4—5	9—10
Железорудные	2,7—3,2	3,7—3,9
Угольные	4—10	1—2

Таблица П8

Классификация горных пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова (старшего)

Категория	Степень крепости пород	Породы	Коэффициент крепости пород
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20 и более
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит, колчеданы	8

Категория	Степень крепости пород	Породы	Коэффициент крепости пород
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы, глинистый грунт	1
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8
VIII	Землистые	Растительная земля. Торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Таблица 119

Общая инженерно-геологическая классификация горных пород

Инженерно-геологический класс	Основные свойства горных пород	Подкласс	Некоторые представители горных пород	Характерные особенности горных пород	Физико-механические показатели
1. Твердые породы					
1. Силикатные массивно-кристаллические (магматические)	Высокая прочность и стойкость, квазиизотропность физико-механических характеристик	Полнокристаллические (интрузивные)	Граниты, диориты, габбро, дуниты	Равномерно-зернистое кристаллическое строение. Пористость от незначительной до высокой	$\sigma_{сж}$ = 100÷500 МПа; $\sigma_р$ = (0,02—0,04) $\sigma_{сж}$
		Неполнокристаллические (эффузивные)	Базальты, порфиры, трахиты, андезиты	Порфировое, скрытокристаллическое или стекловатое строение. Пористость от незначительной до высокой	$f_{кр}$ > 10. Водопроницаемы в случае трещиноватости
2. Силикатные и карбонатные кристаллические обычно сланцеватые (метаморфические)	Резко выраженная текстурная, а иногда и трещинная анизотропность физико-механических характеристик	Регионально-метаморфические	Филлиты, кристаллические сланцы, амфиболиты, кварциты, гнейсы, мигматиты, мраморы	Сланцеватое сложение, выдержанность свойств на больших пространствах	$\sigma_{сж}$ = 75÷180 МПа; $\sigma_р$ = (0,02—0,08) $\sigma_{сж}$; $f_{кр}$ > 5
	Размягченность от очень слабой до средней	Контактово-метаморфические	Роговики, спилозиты, скарны	Невыдержанность строения и свойств на коротких расстояниях	Водопроницаемы по трещинам
3. Несиликатные кристаллически-зернистые слоистые (осадочные)	Слоистая неоднородность. Растворимость в воде от средней до высокой	Осадочные карбонатные и сульфатные	Кристаллические и скрытокристаллические известняки, доломиты, гипсы, ангидриты	Слабая растворимость в воде, прочность и стойкость средние	$\sigma_{сж}$ = 12÷150 МПа; $\sigma_р$ = (0,04—0,1) $\sigma_{сж}$; $f_{кр}$ > 4
		Осадочные галоидные	Каменная и калийные соли	Хорошая растворимость в воде	$\sigma_{сж}$ = 20÷30 МПа; $\sigma_р$ = 0,1 от $\sigma_{сж}$; $f_{кр}$ = 2. Практически водонепроницаемы

4. Окаменевшие глинистые (осадочные)	Высокая размягчаемость, нередко резко выраженная анизотропность физико-механических характеристик	Сланцеватые глинистые породы дислоцированных толщ	Глинистые, песчано-глинистые, глинисто-известковые и другие сланцы	Сцементированные, отчасти перекристаллизованные породы с резко выраженной текстурной анизотропией свойств	$\sigma_{сж}$ = 10÷50 МПа; $\sigma_{р}$ = (0,02—0,17); $f_{кр}$ = 2÷3. Практически водонепроницаемы или слабопроницаемы по трещинам
		Массивные, микро- и грубослоистые глинистые породы слабодислоцированных или недислоцированных толщ	Аргиллиты, алевролиты, мергели и затвердевшие мергелистые глины, опоки и опоковидные глины	Окаменевшие твердые породы, не размокающие в воде, но сильно размягчающиеся	
5. Сцементированные обломочные (осадочные)	Зависимость прочностных и деформационных характеристик от состава цементирующего вещества и характера обломочного (и детритусового) материала	Обломочные с кремнистой цементацией	Кремнистые конгломераты, песчаники, граувакки, туффиты	Высокая прочность и стойкость	$\sigma_{сж}$ ≤ 100 МПа; $f_{кр}$ = 8÷10. Водопроницаемы по трещинам и порам
		Обломочные с карбонатной цементацией	Известковые конгломераты, брекчии и песчаники	Размягчаемы, но слабо. Прочность от средней до высокой	$\sigma_{сж}$ ≤ 85 МПа; $f_{кр}$ = 6÷8. Водопроницаемы по трещинам и порам
	Прочность и стойкость пород изменяются от высокой (обломочные породы с кремнистой цементацией) до низкой (обломочные горные породы с глинистой и льдистой цементацией)	Обломочные с глинистой и глинисто-гипсовой цементацией	Глинистые и глинисто-гипсовые конгломераты, брекчии и песчаники	Сильная размягчаемость	$\sigma_{сж}$ ≤ 25—30 МПа; $f_{кр}$ = 2÷3. Практически водопроницаемы
		Детритусовые сцементированные	Известняки-ракушечники, мел	Ноздреватое или тонкопористое строение, невысокая прочность	$\sigma_{сж}$ = 10÷20 МПа; $f_{кр}$ = 2. Водопроницаемость от низкой до высокой
		Обломочные с льдистой цементацией	Вечномерзлые гравийно-галечные валунные, щебенистые, песчаные и песчано-глинистые породы	Зависимость прочности от величины отрицательной температуры, льдистости и влажности	$\sigma_{сж}$, как правило, ниже 10 МПа; $f_{кр}$ ≤ 1÷2

Окончание прил. П9

Инженерно-геологический класс	Основные свойства горных пород	Подкласс	Некоторые представители горных пород	Характерные особенности горных пород	Физико-механические показатели
6. Сильнотрещиноватые и выветрелые (дезинтегрированные) твердые	Зависимость свойств от степени трещиноватости и химического разложения (выветривания). Высокая водопроницаемость	Выветрелые и трещиноватые породы магматического происхождения	Сильнотрещиноватые и выветрелые граниты, диориты, базальты, порфиры и др.	Резко пониженные показатели прочности и стойкости (разборные скальные горные породы)	$\sigma_{сж} \leq 5$ МПа; равно или близко к 0, $f_{кр} = 1{,}5 \div 2{,}0$; $k = 10 \div 20$ м/сут
		То же, метаморфического происхождения	Сильно разрушенные кристаллические сланцы, гнейсы и др.		
		То же, осадочного происхождения	Сильно разрушенные известняки, доломиты и обломочные сцементированные породы		
II. Связные (глинистые) породы					
7. Неокаменевшие, плотные глинистые	Способность переходить в пластическое состояние при водонасыщении	Водно-осадочные слоистые, нередко микрослоистые	Глины, суглинки и супеси морского, лагунного и континентального происхождения	Слоистое сложение, пониженная прочность по увлажненным поверхностям слоистости	$\varphi = 16 \div 35°$; $c = 0{,}04 \div 0{,}15$ МПа; $f_{кр} = 1{,}5$; $k < 0{,}001$ м/сут
	Практически водонепроницаемые	Осадочные глинистые породы неправильного слоистого или неслоистого сложения	Элювиальные глины (первичные каолины, бокситы, латериты и др.)	Свойства слабо изучены	
	Сжимаемость слабая и средняя $K_d = 1$			Контакты в увлажненном состоянии всегда резко ослаблены	
		Моренные (валунные) глинистые	Валунные глины, суглинки и супеси	Высокая прочность и жесткость, слабая водопроницаемость	
8. Среднеуплотненные или рыхлосложенные со слабостойкой цементацией, глинистые	При водонасыщении переходят в текучее состояние. Средне- и сильно сжимаемы, иногда обладают просадочностью. $0 < K_d < 1$ или $K_d < 0$	Водно-осадочные слоистые, нередко микрослоистые глинистые	Глины, суглинки и супеси морского, лагунного, континентального происхождения	В зависимости от влажности породы могут находиться в твердом состоянии	$\varphi = 14 \div 23°$; $c = 0{,}02 \div 0{,}05$ МПа; $f_{кр} = 0{,}3 \div 0{,}8$; $k = 0{,}001 \div 0{,}01$ м/сут

		Континентальные макропористые глинистые	Лёсс и лёссовидные глины, сутлинки и суглинки	Слабая водостойкость, иногда просадочность	
9. Глинистые осадки, не претерпевшие уплотнения и цементацию	Рыхлое сложение, нередко текучее состояние $K_d < 0$	Современные глинисто-илистые осадки	Морские, лагунные, озерные и аллювиальные илы	Тиксотропность, высокая влажность и сжимаемость	$\varphi < 10°$; c 0,005 МПа; $f_{кр} = 0,3$; $k = 0,01 \div 0,1$ м/сут
		Заторфованные глинистые осадки	Заторфованные илы, илисто-глинистые осадки	Высокая влагоемкость и сжимаемость	
		Почвы	Почвы различных генетических типов глинистого состава	Высокая сжимаемость и размываемость	
III. Раздельнозернистые (несвязные) породы					
10. Крупнообломочные несцементированные	Высокая водопроницаемость и жесткость. Способность держать крутые откосы (под углом 30—45°)	Каменистые и щебенистые накопления	Отложения горных обвалов, осыпей и россыпей	Практически несжимаемы без сотрясения	$\varphi = 30 \div 45°$; $f_{кр} = 1,0 \div 1,5$; $k = 50 \div 100$ м/сут
		Валунно-галечные и гравелистые отложения водно-осадочного и ледникового происхождения	Отложения аллювиального, делювиального, флювиогляциального происхождения	То же	
	Хорошая водопроницаемость. Свободные откосы устойчивы под углом 25—35°	Крупнозернистые пески	Отложения морские, аллювиальные, пролювиальные, озерные и пр.	Сжимаемы за счет рыхлого сложения	$\varphi = 20 \div 35°$; $f_{кр} = 0,5 \div 0,8$; $k = 5 \div 50$ м/сут
		Среднезернистые пески			
		Мелкозернистые пески	То же	Уплотнение следует быстро за приложением нагрузки	$\varphi = 20°$; $f_{кр} = 0,3 \div 0,6$; $k = 1 \div 5$ м/сут

Примечание. K_d — коэффициент уплотненности по Приклонскому; k — коэффициент фильтрации; c — сцепление; $f_{кр}$ — коэффициент крепости; σ_p — прочность образца на растяжение; φ — угол внутреннего трения.

Таблица П10

Показатели прочности горных пород

Породы	$\sigma_{сж}$, МПа	$\sigma_{р}$, МПа	$\sigma_{изг}$, МПа
Магматические			
Гранит	120—240	4—6	10—24
Диорит	140—310	4,5—6	—
Сиенит	100—220	3—5	4—20
Габбро	190—320	5—6	18—26
Диабаз	110—330	5	—
Базальт	90—460	—	—
Метаморфические			
Мрамор	60—140	5	7—20
Кварцит	160—400	4—6,5	13—22
Гнейс	80—220	4—5	6—12
Кристаллический сланец	20—160	—	—
Осадочные			
Доломит	150—200	—	—
Известняк крепкий	60—200	5	5—20
Известняк слабый	7—50	—	—
Мергель	0,5—10	—	—
Мел	0,5—15	—	—
Песчаник крепкий	50—180	2—6	1—21
Песчаник слабый	15—50	—	—
Алевролит	8—80	—	—
Аргиллит	0,5—50	—	—

Таблица П11

Сопоставление коэффициента крепости и категории породы по шкале ЦБНТ (Центрального бюро нормативов по труду) по удельной энергоемкости бурения

Порода	Коэффициент крепости породы f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория породы по единой классификации
Кимберлиты	4—6	1,08—3,24	VI
Аргиллиты	4—6	2,16—4,32	VI—IX
Сланцы	5	2,16—6,84	VI—XII
Кремнистые фосфориты	10—12	4,32—5,76	IX—XI
Грубоплитчатые фосфато-кремнистые сланцы	8—10	4,68-6,48	X—XII
Массивные мелкозернистые доломиты	8—10	5,4—6,84	XI—XII
Массивные стекловидные кремни	12—14	4,68—9	X—XIII
Каолинизированные вторичные кварциты	4—7	1,8—2,52	VI

Породы	Коэффициент крепости породы f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория породы по единой классификации
Каолинизированные гранодиориты	4—5	2,16—3,24	VII
Вторичные кварциты по эффузивам	7—10	2,52—3,24	VII
Мрамор кристаллический серый	6—10	3,6—6,46	VIII—XI
Песчаники	9	3,6—4,32	VIII—IX
Каолинизированный сиенитодиорит	8—12	3,6—4,68	IX—X
Вторичные кварциты по гранодиоритам	12	3,6—4,68	IX—X
Скарны гранатовые	10—12	5,04—6,46	X—XI
Вторичные кварциты по гранодиоритам, монолитные	14—15	6,48—7,2	XII—XIII
Вторичные кварциты монолитные	12—16	6,48—7,3	XII—XIII
Сиениты крупноблочные	12—14	7,3—8,28	XIII
Гранодиорит-порфиры	15—17	7,2—8,64	XIII
Гранодиориты	17	9—12,6	XIV—XV
Диоритовые порфириты	17—18	12,6—14,4	XV—XVI
Ороговикованные песчаники	20	10,8—14,4	XV—XVI
Ороговикованные туфоалевролиты	12—20	14,4—19,8	XVI —XVIII
Песчаники на известковом цементе	6—8	5,04—6,46	XI —XII
Аспидные сланцы	8—10	6,46—8,28	XII—XIII
Хлоритовые сланцы	8—10	5,04—6,46	XI—XII
Карбонато-магнетитовые роговики	10—14	5,76—7,2	XI—XII
Песчаник крепкий	10—12	8,64—9,36	XIII
Мартито-гематитовые роговики	16—20	8,64—11,52	XIII—XV

Таблица П12

Показатели бурения различными станками в породах разной крепости

Станок	Коэффициент крепости пород по шкале М М Протодьяконова					
	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16
2СБШ-200 (2СШБ-200Н)	9,7/78,9	8,02/75,2	8/64,9	5,09/41,7	—	3,38/26
СБШ-250 МНА	9,2/73,6	8,6/71,7	6,21/52,8	5,4/45	4,8/39	4,2/33
СБШ-320	—	—	14,22/92	12,4/79,8	8,1/54,8	5,4/49,2
СБР-160	11,1/96,1	—	—	—	—	—

Примечание. В числителе — скорость бурения, м/с; в знаменателе — производительность станка, м/смену

Таблица П13

Нормативы основного времени бурения 1 м скважины, мин, станками шарошечного бурения типа СБШ (по данным ЦБНТ)

Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	3СБШ-200-60	3СБШ-200-32		СБШ-250МНА-32	СБШ-250МН		СБШ-320
	Диаметр долота, мм						
	215,9	215,9	244,5	244,5	244,5	269	320
VIII	2,02	1,89	1,98	1,35	1,35	—	—
IX	2,63	2,46	2,71	1,66	1,66	2,16	—
X	3,34	3,12	3,46	2,04	2,04	2,57	—
XI	4,14	3,87	4,34	2,47	2,47	3,15	—
XII	5,09	4,76	5,38	2,99	2,99	3,78	2,68
XIII	6,21	5,8	6,45	3,62	3,62	4,5	3,27
XIV	7,46	6,97	7,74	4,38	4,38	5,4	4,09
XV	8,94	8,36	9,13	5,21	5,21	6,26	4,74
XVI	10,65	9,95	10,77	6,19	6,19	7,47	5,45
XVII	12,56	11,74	12,6	7,32	7,32	8,91	6,26
XVIII	14,82	13,85	14,74	8,63	8,63	10,62	7,2
XIX	17,2	16,07	17,09	10,18	10,18	12,33	8,28
XX	19,6	18,32	19,65	11,91	11,91	14,67	9,52

Таблица П14

Нормативы продолжительности вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, мин, станками типа СБШ (по данным ЦБНТ)

Операция	3СБШ-200-60		3СБШ-200-32		СБШ-250МНА-32		СБШ-250МН	
	Глубина скважины, м							
	< 16	16—24	< 16	16—24	< 16	16—24	< 16	16—24
Подъем и разборка бурового става	0,19	0,28	0,18	0,27	0,46	0,49	0,63	0,7
Осмотр и продувка скважины	0,19	0,24	0,14	0,19	0,08	0,1	0,08	0,1
Наращивание бурового става	0,34	0,36	0,34	0,36	0,33	0,38	0,33	0,38
Осмотр, замена долота и его приработка по категориям горных пород (шкала ЦБНТ):								
VIII—IX	0,05	0,06	0,06	0,07	0,05	0,05	0,05	0,05

Операция	3СБШ-200-60		3СБШ-200-32		СБШ-250МНА-32		СБШ-250МН	
	Глубина скважины, м							
	< 16	16—24	< 16	16—24	< 16	16—24	< 16	16—24
X—XII	0,09	0,15	0,09	0,14	0,05	0,05	0,05	0,05
XIII—XV	0,13	0,19	0,12	0,18	0,11	0,11	0,11	0,11
XVI—XVIII	0,14	0,21	0,14	0,21	0,13	0,13	0,13	0,13
XIX—XX	0,15	0,22	0,14	0,21	0,15	0,15	0,15	0,15
Подготовка к переезду, передвижение станка от скважины и кабеля, установка станка, горизонтирование	0,41	0,38	0,39	0,33	0,41	0,37	0,38	0,34
Перехват штанги патроном	0,33	0,33	0,33	—	—	—	—	—
Вспомогательные по категориям пород:								
VIII—IX	1,51	1,65	1,44	1,55	1,33	1,39	1,47	1,57
X—XII	1,55	1,74	1,47	1,62	1,33	1,39	1,47	1,57
XIII—XV	1,59	1,78	1,5	1,66	1,39	1,45	1,53	1,63
XVI—XVIII	1,6	1,8	1,52	1,69	1,41	1,47	1,55	1,65
XIX—XX	1,61	1,81	1,52	1,69	1,43	1,49	1,57	1,67

Таблица П15

Нормативы основного времени бурения 1 м скважины, мин, станками СВБ-2М (по данным ЦБНТ)

Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	Частота вращения бурового става, $с^{-1}$		Категория буримости пород по шкале ЦБНТ	Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	
	2	3,3		2	3,3
III	0,45	0,45	IX	2,8	2,2
IV	0,7	0,55	X	3,5	2,8
V	1	0,65	XI	4,2	3,4
VI	1,3	0,8	XII	6,04	4,1
VII	1,7	1,3	XIII	6,05	4,9
VIII	2,2	1,75			

Таблица П16

Производительность мехлопат за 8-часовую смену при работе в комплексе с колесным транспортом (по данным Гипроруды)

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м³	Производительность мехлопат в целике, м³/смену		
	Группа пород по СНиПу		
	I Мягкие и плотные породы, разрабатываемые без предварительного рыхления	II Плотные и полускальные породы, некоторые из которых требуют предварительного рыхления взрыванием	III Скальные породы, разработка которых возможна только после сплошного рыхления взрыванием
2,5	1250	1000	850
5	2400	1750	1500
6,3	3000	2200	1850
8	3400	2600	2200
12,5	5000	3900	3300

Примечания: 1. При применении АСУ сменную производительность мехлопат следует увеличивать до 10 %.
2. Сменную производительность мехлопат при работе на глинистых вязких породах необходимо уменьшать на 15 %.
3. При использовании мехлопат с верхней погрузкой сменную производительность следует уменьшать на 30 %.
4. При проходке траншей с лобовой погрузкой сменную производительность мехлопат необходимо снижать на 15 % при использовании автомобильного транспорта и на 30 % — железнодорожного.
5. При работе на внутрикарьерных перегрузочных складах сменную производительность мехлопат увеличивают на 30 %.

Таблица П17

Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа «прямая лопата» в выработанное пространство и отвал, м³ горной массы в целике, по ЕНВ 1989 г.

Вместимость ковша, м³	Категория пород по трудности экскавации				
	I	II	III	IV	V
Нормальное рабочее оборудование					
6	4839	4170	3316	2706	2413
6,3	5078	4244	3260	2635	2372
8	6390	5447	4304	3528	3199
12,5	9320	7806	6027	4882	4410
Удлиненное рабочее оборудование					
4	3306	2803	2175	1776	—
6	3321	2859	2227	1805	—
6,3	3650	3087	2374	1926	—
8	4339	3729	2900	2348	—
15	7293	6111	4747	3884	—

Таблица П18

Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа «драглайн» в выработанное пространство и отвал, м³ горной массы в целике, по данным Гипрорудмаша

Вместимость ковша, м³	Экскаватор	Категория пород по трудности экскавации			
		I	II	III	IV
Глубина черпания до 25 м					
5	ЭШ5.40	2870	2424	1821	—
6	ЭШ6.60	3141	2709	2102	1632
8	ЭШ8.60	4073	3506	3273	2157
10	ЭШ10.60	4982	4349	3420	2673
10	ЭШ10.70	4838	4216	3337	2626
10	ЭШ10.75	4766	4117	3198	2555
14	ЭШ14.75	6642	5773	4515	3604
20	ЭШ20.75	6894	5930	4624	3691
15	ЭШ 15.90	6838	5930	4667	3752
15	ЭШ15.90а	7116	6237	5009	4006
25	ЭШ25.100	10 280	9042	7160	5740
80	ЭШ80.100	30 322	26 830	21 148	17 055
90	ЭШ90.100	33 790	29 888	23 544	18 976
100	ЭШ100.100	36 472	32 551	25 885	20 850
Глубина черпания более 25 м					
6	ЭШ6.60	2860	1647	1921	1519
8	ЭШ8.60	3697	3214	3009	2006
10	ЭШ10.60	4549	3984	3142	2484
10	ЭШ10.70	4477	3918	3114	2460
10	ЭШ10.75	4405	3818	3003	2389
14	ЭШ14.75	6122	5344	4236	3365
20	ЭШ20.75	6375	5521	4338	3448
15	ЭШ15.90	6338	5521	4367	3497
15	ЭШ15.90а	6671	5930	4709	3825
25	ЭШ25.100	9654	8549	6678	5447
80	ЭШ80.100	28 892	25 252	20 047	16 118
90	ЭШ90.100	31 860	28 112	22 305	18 132
100	ЭШ100.100	34 327	30 578	24 508	19 913

1. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей — М.: Недра, 1981.

2. *Арсентьев А.И., Холодняков Г.А.* Проектирование горных работ при открытой разработке месторождений. — М.: Недра, 1994.

3. *Битколов Н.З., Медведев И.И.* Аэрология карьеров. — М.: Недра, 1992.

4. Борьба с пылью на открытых горных работах. — Киев. Техника, 1989.

5. Временное руководство по содержанию, оформлению и порядку представления на государственную экспертизу технико-экономических обоснований (ТЭО) кондиций на минеральное сырье. — М.: Министерство природных ресурсов Российской Федерации, Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых, 1997.

6. *Гальперин А.М., Зайцев В.С., Норватов Ю.А.* Гидрогеология и инженерная геология. — М.: Недра, 1989.

7. *Гальперин А.М.* Геомеханика открытых горных работ. — М.: Изд-во МГГУ, 2003.

8. *Галустьян Э.Л.* Типизация бортов карьеров по критерию оптимальности углов их наклона//Горный журнал. — 1999. — № 2. — С. 29—33

9. *Горбонос М.Г.* Расчет параметров буровзрывных работ при отбойке горных пород на карьерах. — М.: Изд-во МГГУ, 2005.

10. Горная энциклопедия. Т. 1—5. — М.. Советская энциклопедия, 1991.

11. *Джонс Дж. К.* Методы проектирования. — М.: Мир, 1986.

12. *Домрачев А.Н.* Открыто-подземная разработка угольных месторождений. — Новокузнецк: СибГИУ, 2006.

13. Единые правила безопасности при разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. Утверждены постановлением Федерального горного и промышленного надзора России 9 сентября 2002 г. № 57.

14. *Ермолов В.А.* Геология. Разведка и геолого-промышленная оценка месторождений полезных ископаемых. — М.: Изд-во МГГУ, 2005.

15. Инструкция по безопасному ведению горных работ при комбинированной (совмещенной) разработке рудных и нерудных месторождений полезных ископаемых. Утверждена постановлением Госгортехнадзора России 30.12.97 № 57. Шифр РД-06-174-97.

16. *Истомин В.В., Коваленко В.С.* Развитие теории систем открытой разработки//Горный журнал. — 1999. — № 1. — С. 33—38.

17. *Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В.* Комбинированная геотехнология. — М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2003.

18. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. — М.: Министерство природных ресурсов Российской Федерации, Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых, 1997.

19. *Коваленко В.С.* Охрана водных ресурсов при открытых разработках. — М., МГИ, 1991.

20. *Коваленко В.С., Варшавский В.Е.* Повышение инвестиционного потенциала буроугольных разрезов России//В сб. науч. трудов Национального горного университета, № 17, том 1. — Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. — С.178—183.

21. *Краснянский Г.Л.* Инженерные основы внедрения ресурсосберегающих технологий с использованием техники новых поколений//Открытые горные работы. — 1999. — Пилотный номер. — С. 16—23.

22. *Кумачев К.А., Майминд В.Я.* Проектирование железорудных карьеров. — М.: Недра, 1981.

23. *Ларичев О.И.* Наука и искусство принятия решений. — М.: Наука, 1979

24. *Мельников Н.Н., Усыпан В.И., Решетняк С.Н.* Циклично-поточная технология с передвижными дробильно-перегрузочными комплексами для глубоких карьеров. — Апатиты: Кольский научный центр Российской Академии наук, 1995.

25. Методика расчета вредных выбросов (сбросов) для комплекса оборудования открытых горных работ (на основе удельных показателей). — Минтопэнерго РФ, Национальный научный центр горного производства, Институт горного дела им. А.А. Скочинского. — Люберцы, 1999.

26. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая редакция), официальное издание. — М.: Экономика, 2000.

27. *Моссаковский Я.В.* Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов предприятий угольной промышленности. Эталоны ТЭО строительства предприятий по добыче и обогащению угля. Т. II. — М.: Издательство Академии горных наук, 1998.

28. *Моссаковский Я.В* Экономическая оценка инвестиций в горной промышленности. — М.: Изд-во МГГУ, 2004.

29. *Наркелюн Л.Ф., Офицеров В.Ф.* Комплексное использование ископаемых углей. — Чита: Книжное изд. «Поиск», 2000.

30. *Наркелюн Л.Ф.* Геолого-технологическая оценка минерального сырья. — Чита: ЧитГУ, 2003.

31. *Нецветаев А.Г., Репин Л.Н., Соколовский А.В.* Технология добычи угля с применением комплексов глубокой разработки пластов//Уголь. — 2004. — № 11. — С. 41—43.

32. Открытые горные работы. Новые решения в технике и технологии. Опыт международной кооперации/Т.Ю. Виденхауз, В.Н. Рудольф, Г.Л Краснянский, Р.М. Штейнцайг. — М.: Издательство Академии горных наук, 1999.

33. *Резниченко С.С., Подольский М.П., Ашихмин А.А.* Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством. — М.. Недра, 1991.

34. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы: Ч 1 Производственные процессы. — М.: Недра, 1985.

35. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы: Ч. 2. Технология и комплексная механизация. — М.: Недра, 1985.

36. Сборник нормативных материалов по маркшейдерскому и геологическому обеспечению горных работ в угольной отрасли России. — М.: ИПКОН РАН, 1998

37. Справочник. Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий, Н.Н. Мельников и др. — М.: Горное бюро, 1994.

38. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.

39. *Томаков П.И., Коваленко В.С., Михайлов А.М., Калашников А.Т.* Экология и охрана природы при открытых горных работах. — М.: Изд-во МГГУ, 1994.

40. *Томаков П.И., Панкевич В.В.* Открытая разработка угольных и рудных месторождений. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.

41. *Трубецкой К.Н., Леонов Е.Р., Панкевич Ю.Б.* Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. — М.: Недра, 1990.

42. *Трубецкой К.Н.* Технология применения и параметры карьерных погрузчиков. — М.: Недра, 1985.

43. *Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г.* Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. — М.: Недра, 1993.

44. *Хохряков В.С.* Проектирование карьеров. — М.. Недра, 1992.

45. *Шестаков В.А.* Проектирование горных предприятий. — М.: Изд-во МГГУ, 2003.

46. *Шешко Е.Е.* Горно-транспортные машины и оборудование для открытых работ — М.: Изд-во МГГУ, 2003.

47. *Щелканов В.А.* Комбинированная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1974.

48. Экономика горного предприятия/А.С. Астахов, Г.Л. Краснянский, Ю.Н. Малышев, А.Б. Яновский. — М.: Недра, 1997.

49. *Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П.* Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. — М.: Недра, 1973.

Амортизация 83
— временные нормы 86
— метод погонных ставок 86
Анализ вариантов (альтернатив) 25,39
Анализ взаимосвязанных областей решения (см. методы проектирования)
Аренда (лизинг) 85

Безопасные расстояния при взрывных работах 449
Бульдозеры 407
Буровое оборудование 455

Валовая продукция 81
Виды системотехнических работ 44
— исследование окружения 53
— исследование потребностей 48
— планирование 44
Внутренняя норма доходности 137
— расчет 141, 147, 148
Вскрывающие горные выработки 336
— способы проведения 382
Вскрытие 330
— месторождения 330
— рабочих горизонтов карьера 371
— система 331
— способ 332
— схема 331
Выбор
— критериев эффективности 25, 39
— целей 25, 27
Выбросы вредных веществ при
— буровых работах 625
— взрывных работах 627
— выемочно-погрузочных работах 630
— перегрузочных работах 638
— транспортировании горной массы 633
Высота уступа 298

Генеральный план карьера 663
Геолого-промышленная (геолого-экономическая) оценка месторождения 14, 18
Геомеханическое обоснование открытых горных работ 183
Гидравлические экскаваторы 301, 459
Глубинный дренаж 213
Горизонт расчета эффекта 138
Горно-геометрический анализ карьерных полей 257
Горно-строительные работы 374
Грузотранспортные характеристики транспортных коммуникаций 337
Группы запасов твердых полезных ископаемых 155

Движение запасов 170
Денежный поток 130
— дисконтирование 133
— отток 130
— приток 130
— сальдо 132
Дерево целей 31
Диаметр площадок для разворота 367
Дисконт проекта 138
Длина трассы
— действительная 345
— теоретическая 345
Допустимый сброс загрязняющих веществ со сточными водами 650
Драглайны 460
Дренаж карьерных полей 212

Запасы твердых полезных ископаемых 155
— балансовые 155
— забалансовые 155
— классификация 162
— категории 163
Заряды ВВ 417
— расчет 417
Затраты 77

Иерархические уровни проектирования 8
— глобальный 9
— общественных групп 9
— объектов 9
— подсистем объектов 9
— систем 9
Измеримость целей 35
Инвестиции 127
— источники 129
— общая схема оценки эффективности 143

Индексы доходности затрат и инвестиций 137
— расчет 140, 145, 149
Инженерно-геологическая классификация горных пород 211
Исследование окружения (см. виды системотехнических работ)
Исследование потребностей (см. виды системотехнических работ)

Карьерный транспорт 487
— автомобильный 501
— виды 487
— железнодорожный 489
— комбинированный 577
— конвейерный 510
— скиповой 518
Качественные цели 35
Качество (полезного ископаемого, продукции горных работ) (см. технические и организационные показатели производства)
Классификация запасов и прогнозных ресурсов месторождений твердых полезных ископаемых 162
— запасы категории А 163
— запасы категории В 163
— запасы категории C_1 163
— запасы категории C_2 164
— прогнозные ресурсы 164
Колесные скреперы 409
Количественные цели 35
Комбинированная разработка месторождений 603
Кондиции на минеральное сырье 155
— временные разведочные 156
— параметры 157
— постоянные разведочные 156
— эксплуатационные 156, 161
Конструктивный угол наклона нерабочего борта карьера 195
Контурное взрывание 435
Контуры карьера 243
— конечные 243
— перспективные 243
— промежуточные 243
Коэффициент вскрыши 248
— граничный 248, 249
— контурный 249
— средний 248, 249
— текущий 250
— эксплуатационный 249
Коэффициент выемки 272
Коэффициент горной массы 250
Коэффициент добычи 272
Коэффициент отходов 272
Коэффициент структурного ослабления пород в массиве 185
Кредиты (займы) 129
Кривые безразличия 121
Критерии
— Вальда 123
— Гурвица 124
— Лапласа 124
— Сэвиджа 124
Критерии (показатели) экономической эффективности 76, 80
Критерий эффективности 75

Лизинг (аренда) 85
Ликвидность оборотных средств (см. финансовые показатели предприятия)
Линия сопротивления по подошве 422

Масса поезда 494
Машины фрезерного типа 482
Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферу 642
Методы взрывных работ 417
Методы многокритериальной оптимизации 114
— методы компенсации 121
— прямые методы 117
Методы проектирования 20
— анализ взаимосвязанных областей решения 64
— морфологические карты 63
— поиск информации 70
— проектирование новых функций 69
— системотехника 21
— стоимостной анализ 60
— трансформация системы 67
Многоковшовые экскаваторы 470

Надежность 100
Нормы дисконта 136

Оборотный капитал предприятия 87
Обоснование инвестиций 14
Одноковшовые карьерные колесные погрузчики 465
Окружение (внешние факторы, внешняя среда) 23
Оптимум Парето 115
Основные фонды 82
— восстановительная стоимость 84
— остаточная восстановительная стоимость 84

— первоначальная стоимость 83
— производственные и непроизводственные 81
Отвалообразование 521
Отвалы 523
— месторасположение 523
— параметры 524
— развитие в плане 528
— строительство 543
Отвальные работы 532
— механизация 532
Открытый дренаж 217
Оценка альтернативных вариантов решений 151
Оценка эффективности инвестиций 143
— бюджетной 149
— коммерческой 147
— общественной 144
— отраслевой 145
Очистка сточных вод от
— взвешенных частиц 651
— минеральных солей 653
— солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений 655

Параметры взрываемого блока 440
Параметры кондиций (см. также кондиции на минеральное сырье) 157, 176
— бортовое содержание полезных компонентов в пробе 158
— максимально допустимая мощность прослоев пустых пород или некондиционных руд 158
— минимальная мощность тел полезных ископаемых 158
— минимальное промышленное содержание полезного компонента 157
— частные параметры 159
— расчет 176
Параметры развала 441
Парето (ядро) 115
Перегрузочный пункт 577
Плата за лицензию (лицензионный сбор) 106
Платежи
— за загрязнение атмосферного воздуха 111
— за загрязнение окружающей среды 110
— за используемые земельные участки 109
— за право добычи полезных ископаемых 107
— за право пользования недрами 107
— за размещение отходов производства 113
— за сбросы загрязняющих веществ 112
— на воспроизводство минерально-сырьевой базы 109
Подсчет запасов 167
Поиск информации (см. методы проектирования)
Показатели привлечения заемных средств, оборачиваемости капитала, прибыльность предприятия (см. финансовые показатели предприятия)
Показатели экономической эффективности 80
— производительность труда 80
— трудоемкость 81
Постановка задачи 25
Постановка целей 28, 33
Потери полезных ископаемых 171
— нормативные 173
— общекарьерные 173
— плановые 173
— проектные 173
— эксплуатационные 173
Потребность в дополнительном финансировании 137
Прибыль 96
Прогнозные ресурсы 162
— категории 163
Проект (разделы)
— введение и технико-экономический раздел 17
— геологическая часть 18
— горная (технологическая) часть 18
Проектирование 5
— главная задача 8
— определение 5
— природоохранной деятельности 16, 621
Проектирование карьера 14
— стадии 14
Проектирование карьера как объекта горнодобывающего комплекса 230
Проектирование новых функций (см. методы проектирования)
Проектирование технологических процессов открытых горных работ 397
Проектная документация 17
Проектная производительность карьера 230
Проектные решения 72
— критерии 74
— обоснование 72
— этапы 73
Производительность машин 460
— автомобильного транспорта 508
— бурового оборудования 455

— железнодорожного транспорта 499
— карьера 230
— колесных погрузчиков 467
— конвейерного транспорта 511
— машин фрезерного типа 486
— многоковшовых и роторных экскаваторов 477
— одноковшовых экскаваторов 461
— скипового подъемника 518
Производственная мощность предприятия 230
Прямые мехлопаты 301, 458

Рабочая зона 281
— глубоких карьеров 288
— карьера 281
Разрушение горных пород взрывом 412
Разубоживание полезных ископаемых 171, 306
Расчетный удельный расход ВВ 419
Режим горных работ 257
Результат 77
Рекультивация нарушенных земель 656
Рентабельность 97
Ресурс 75
Роторные экскаваторы 470
Рыхление горных пород (механическое) 404

Сальдо (активный баланс, эффект) 131
Самоходные дробильно-перегрузочные агрегаты (СДПА) 585
Себестоимость продукции 90
— производственная (общекарьерная) 92
— участковая 91
— элементы затрат 93
Сетка скважин 427
Синтез вариантов (формирование концепции, идей) 25, 37
Системные изыскания 26
Системотехника 21
Системы 23
Совместимость с существующими системами; стойкость против морального старения (см. технические и организационные показатели)
Соединение 340
— петлевое 340
— спиральные кривые 348
— тупиковое 349
Среднее содержание полезных компонентов 168
Средняя плотность полезного ископаемого 168
Срок окупаемости инвестиций 137
— расчет 142
Стоимостной анализ (см. методы проектирования)
Субсидии 129
Схема системотехнических работ 25
Схема транспортных коммуникаций карьера 350
Схема финансирования проекта 132
Съезды 333
— полустационарные 333
— скользящие 333

Теоретическая длина трассы 345
Технико-экономическое обоснование эффективности инвестиций 14, 127
Технические и организационные показатели производства 100
Техногенные склады 544
— параметры 545
— формирование 544, 546
Технологические схемы разработки 553
— карьерными погрузчиками и скреперами 570
— комплексами непрерывного действия 574
— комплексами с комбинированным транспортом 577
— перевалки вскрышных пород в выработанное пространство 553, 556, 562
— экскаваторно-автомобильными комплексами 566
— экскаваторно-железнодорожными комплексами 571
Товарная продукция 81
Трансформация системы (см методы проектирования)
Трудоемкость 80

Углы откосов 185
— нерабочих бортов 190, 195
— рабочих бортов 201
— траншей 375
— уступов 203
Угол внутреннего трения 186
Удельное сцепление пород в массиве 185

Финансовые показатели предприятия 98
— ликвидность оборотных средств 98
— показатели оборачиваемости капитала 99

— показатели привлечения заемных средств 98
— прибыльность предприятия 99
Фондоемкость 88
Фондоотдача 88

Ходатайство о намерениях 13
— содержание 13

Цели
— качественные 35
— количественные 35
— недостижимые 37
— неосязаемые 37
— степень (уровень) измерения 35
Цель 27
Цены
— дефлированные 132
— прогнозные 132
— текущие 132

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) 137
— расчет 138, 145, 147, 148, 150
Чистый доход 137

Ширина бермы 195
— резервной бермы безопасности 199
— транспортной 198
Ширина призмы возможного обрушения 202

Экологические и социальные показатели эффективности 103
Эксплуатационные кондиции 156, 161
Элементы системы разработки 280
Этапы системотехнических работ 25
— анализ вариантов (альтернатив) 39
— выбор критериев эффективности 39
— выбор предпочтительного варианта — принятие решения 40
— выбор целей 27
— вычисления (оптимизация) 40
— постановка задачи 25
— проверка 40
— разработка и реализация проекта 44
— синтез вариантов (формирование концепции, идеи) 37
— системные изыскания 25
Эффективность инвестиций 128, 137

Ядро Парето (см. Парето)

Предисловие 3

Введение 5

Часть первая. ПРОЦЕСС И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ. ОБОСНОВАНИЕ И КРИТЕРИИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ИНВЕСТИЦИЙ 8

Глава 1 **Процесс проектирования** 8

1.1. Карьер как объект проектирования 8
1.2. Порядок разработки проекта карьера 12
1.3. Проектная документация 17

Контрольные вопросы и задания 20

Глава 2. **Методы проектирования** 20

2.1. Системотехника 21
2.1.1. Сущность и цели системотехники 21
2.1.2. Основные понятия системотехники 23
2.1.3. Схема системотехнических работ 25
2.1.4. Основные виды системотехнических работ 44
2.2. Метод стоимостного анализа 60
2.3. Метод морфологических карт 63
2.4. Метод анализа взаимосвязанных областей решения 64
2.5. Метод трансформации системы 67
2.6. Метод проектирования новых функций 69
2.7. Метод поиска информации 70

Контрольные вопросы и задания 72

Глава 3. **Обоснование проектных решений** 72

3.1. Критерии эффективности проектных решений 74
3.1.1. Показатели экономической эффективности 80
3.1.2. Финансовые показатели предприятия 98
3.1.3. Технические и организационные показатели производства 100
3.1.4. Экологические и социальные показатели эффективности 103
3.2. Методы оценки и выбора технических решений 113
3.2.1. Классификация методов оценки решений 113
3.2.2. Оценка решений по нескольким показателям 114
3.2.3. Выработка решений с учетом вероятностных факторов 122
3.2.4. Общая оценка методов многокритериальной оптимизации 126

Контрольные вопросы и задания 127

Глава 4. **Оценка эффективности инвестиций** 127

4.1. Источники инвестиций 129
4.2. Денежные потоки проектируемого предприятия 130
4.3. Проектирование схемы финансирования проекта 132
4.4. Дисконтирование денежных потоков 133
4.5. Показатели эффективности инвестиций 137
4.6. Общая схема оценки эффективности инвестиций 143
4.6.1. Оценка сравнительной эффективности проектных решений 144
4.6.2. Оценка коммерческой эффективности инвестиций 147
4.6.3. Оценка бюджетной эффективности инвестиций 149
4.6.4. Оценка экономической эффективности альтернативных вариантов частных технических решений 151

Контрольные вопросы и задания 152

Часть вторая. ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ (ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ) ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ. ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ И ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ 153

Глава 5 Геолого-промышленная (геолого-экономическая) оценка месторождения . 153

5.1. Группы запасов твердых полезных ископаемых 155
5.2. Кондиции на минеральное сырье 155
5.3. Основные параметры кондиций 157
5.4. Классификация запасов и прогнозных ресурсов месторождений твердых полезных ископаемых. 162
5.5. Категории запасов и прогнозных ресурсов месторождений твердых полезных ископаемых 163
5.6. Подсчет запасов полезных ископаемых 167
5.7 Технико-экономические обоснования и расчеты параметров кондиций 176

Контрольные вопросы и задания 183

Глава 6. Геомеханическое обоснование открытых горных работ 183

6.1. Расчет устойчивости откосов уступов и бортов карьера 184
6.2. Определение конструктивного угла наклона нерабочего борта карьера . . . 195
6.3. Определение углов откосов рабочих бортов карьера, уступов, их высоты и ширины призмы возможного обрушения 201
6.4. Определение угла наклона откосов с учетом криволинейности бортов карьеров в плане 204
6.5 Расчет устойчивости отвалов и техногенных складов. 209
6.6. Инженерно-геологическая классификация горных пород. . 211

Контрольные вопросы и задания 211

Глава 7. Дренаж карьерных полей. 212

7.1. Способы дренажа карьерных полей 212
7.2. Гидрогеологические условия разработки месторождений и рекомендуемые способы их дренирования 215
7.2.1. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А1 216
7.2.2. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А2. . . 222
7.2.3. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы Б 223
7.3. Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера. Водоотвод поверхностного и внутрикарьерного стоков 225
7.4. Фильтрационные расчеты 227
7.5. Скважинные насосные установки 228

Контрольные вопросы и задания 229

Часть третья. ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРА КАК ОБЪЕКТА ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО КОМПЛЕКСА И ГЛАВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА 230

Глава 8. Проектирование производительности карьера 230

Контрольные вопросы и задания 242

Глава 9. Проектирование глубины и границ открытой разработки месторождения 243

9.1. Определение глубины и границ карьера с использованием экономических показателей 244
9.2. Аналитические методы определения глубины карьера 247
9.2.1. Критерии определения глубины и границ карьера. 249
9.2.2. Определение глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши 250
9.2.3. Определение глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши. 253
9.2.4. Определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши . 254
9.2.5. Графические методы определения глубины карьера 254

Контрольные вопросы и задания 256

Глава 10. Проектирование режима горных работ — горно-геометрический анализ карьерных полей 256

10.1. Методика горно-геометрического анализа карьерных полей . . . 258

10.2. Построение календарного графика разработки месторождения 263
10.3 Построение рационального календарного графика горных работ 267
10.4. Определение области возможной корректировки графика режима горных работ . 269
10.5 Технологические способы регулирования режима горных работ. 273

Контрольные вопросы и задания 280

Глава 11. **Проектирование системы разработки** 280

11.1. Основные принципы и закономерности формирования рабочей зоны карьера 281
11.2. Особенности формирования рабочей зоны глубоких карьеров. 288
11.3. Проектирование развития фронта работ 295
11.4. Проектирование высоты уступов 298
11.5. Проектирование рабочей площадки 308
11.6. Проектирование протяженности и выбор скорости перемещения фронта работ на уступе 320
11.7. Определение технологических резервов запасов горных пород в карьере . . 327

Контрольные вопросы и задания 330

Глава 12. **Проектирование вскрытия месторождения** 330

12.1. Схема, система и способ вскрытия. 331
12.2. Области применения вскрывающих выработок 336
12.3. Определение грузотранспортных характеристик транспортных коммуникаций 337
12.4. Порядок проектирования вскрытия месторождения 341
12.5. Формирование грузопотоков 343
12.6. Проектирование трасс транспортных коммуникаций 345
12.7. Проектирование схем транспортных коммуникаций карьера. . . 350
12.8. Вскрытие рабочих горизонтов карьера 371
12.9. Обоснование объемов и сроков выполнения горно-строительных работ. 374
12.10. Способы проведения вскрывающих горных выработок . . . 382

Контрольные вопросы и задания 396

Часть четвертая. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПРОИЗВОДСТВА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ 397

Глава 13. **Проектирование технологических процессов открытых горных работ** . . 397

13.1. Выбор способа подготовки горных пород к выемке. 404
13.1.1. Механическое рыхление горных пород 404
13.1.2. Проектирование разрушения горных пород взрывом 412
13.2. Выемка и погрузка горных пород 458
13.2.1. Карьерные экскаваторы 458
13.2.2. Одноковшовые карьерные колесные погрузчики. 465
13.2.3. Многоковшовые и роторные экскаваторы 470
13.2.4. Машины фрезерного типа 482
13.3. Транспортирование горных пород 487
13.3.1. Выбор вида карьерного транспорта 487
13.3.2. Проектирование карьерного железнодорожного транспорта . . 489
13.3.3. Проектирование карьерного автомобильного транспорта. 501
13.3.4. Проектирование транспортирования горных пород конвейерами. . 510
13.3.5. Проектирование транспортирования пород скиповыми подъемниками . 518
13.4. Проектирование отвалообразования вскрышных пород и складирования некондиционных и попутно извлекаемых при разработке карьера полезных ископаемых . 521
13.4.1. Выбор месторасположения отвалов и складов. . . . 523
13.4.2 Определение параметров отвалов 524
13.4.3. Развитие постоянных отвалов в плане 528
13.4.4. Механизация отвальных работ 532
13.4.5. Формирование техногенных складов. 544
13.4.6. Определение параметров техногенных складов 545
13.4.7. Технология формирования техногенных складов 546

Контрольные вопросы и задания 552

Глава 14. **Проектирование технологических схем производства открытых горных работ** 553
14.1. Технологические схемы перевалки вскрышных пород в выработанное пространство 553
14.2. Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами 566
14.3. Технологические схемы разработки карьерными погрузчиками и скреперами . . 570
14.4. Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами 571
14.5. Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия . . 574
14.6. Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом 577
14.7. Формирование качества полезного ископаемого в процессе проектирования технологии разработки месторождения 597

Контрольные вопросы и задания 603

Глава 15. **Проектирование комбинированной разработки месторождений** 603
15.1. Проектирование производительности и срока службы предприятия при комбинированной разработке месторождения 606
15.2. Возможности сокращения площади земельного отвода при комбинированной разработке 607
15.3. Особенности геомеханического обоснования комбинированной разработки месторождений 608
15.4. Особенности проектирования горных и взрывных работ, вентиляции, осушения и водоотлива 608
15.5. Технологические схемы комбинированной разработки. 611
15.6. Совместное вскрытие карьерного и шахтного полей. 611
15.7. Отработка запасов в бортах и под дном карьера. 617

Контрольные вопросы и задания 620

Часть пятая. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРИРОДООХРАННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ 621

Глава 16. **Проектирование нормального состава атмосферы карьера** 622
16.1. Расчет валовых выбросов пыли при буровых работах 625
16.2. Расчет валовых выбросов вредных веществ при взрывных работах 627
16.3. Расчет валовых выбросов вредных веществ при выемочно-погрузочных работах . 630
16.4. Расчет валовых выбросов вредных веществ при транспортировании горной массы . 633
16.5. Расчет валовых выбросов вредных веществ на перегрузочных пунктах и отвалах. . 638
16.6. Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферу 642
16.7. Расчет валовых выбросов вредных веществ с учетом природоохранных мероприятий 648

Контрольные вопросы и задания 649

Глава 17. **Проектирование очистки и обеззараживания сточных вод** 649
17.1. Расчет предельно допустимого сброса (ПДС) загрязняющих веществ со сточными водами 650
17.2. Очистка сточных вод от взвешенных частиц 651
17.3. Очистка сточных вод от минеральных солей 653
17.4. Очистка сточных вод от солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений 655

Контрольные вопросы и задания 656

Глава 18. **Проектирование рекультивации нарушенных земель и генерального плана карьера** 656
18.1. Способы и схемы технической рекультивации нарушенных земель. 659
18.2. Биологическая рекультивация земель 662
18.3. Проектирование генерального плана карьера 663

Контрольные вопросы и задания 667

Приложение 668

Список литературы 684

Предметный указатель. 686

Учебное издание

Трубецкой Климент Николаевич
Краснянский Георгий Леонидович
Хронин Вячеслав Васильевич
Коваленко Владимир Сергеевич

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Редактор *Т.А. Садчикова*
Внешнее оформление *К.И. Мандель*
Технический редактор *Л.А. Маркова*
Корректоры *Н.Е. Жданова, Г.Н. Петрова*
Компьютерная верстка *Е.М. Есакова*

Изд. № РЕНТ-531. Подп. в печать 13.10.08. Формат $70 \times 100^1/_{16}$
Бум. офсетная. Гарнитура «Ньютон». Печать офсетная.
Объем 56,55 усл. печ. л. 57,53 усл. кр.-отт.
Тираж 2000 экз. Заказ № 3901.

ОАО «Издательство «Высшая школа»,
127994, Москва, Неглинная ул., 29/14, стр. 1.
Тел.: (495) 694-04-56
http://www.vshkola.ru. E-mail: info_vshkola@mail.ru

Отдел реализации: (495) 694-07-69, 694-31-47, факс: (495) 694-34-86
E-mail: sales_vshkola@mail.ru

Отпечатано в ОАО «Ивановская областная типография»
153008, г. Иваново, ул. Типографская, 6.
E-mail: 091-018@rambler.ru

Издательство «Высшая школа» предлагает следующие книги:

Геомеханика: Учеб. пособие/Э.В. Каспарьян, А.Л. Козырев, М.А. Иофис, А.Б. Макаров — 2006. — 503 с.: ил., пер

В пособии описаны наиболее распространенные методы определения свойств горных пород на образцах и в массиве, освещены вопросы определения напряженно-деформированного состояния массива вокруг горных выработок экспериментальными и аналитическими методами. Изложены основные закономерности напряженного состояния массива вокруг капитальных, подготовительных и очистных выработок, детально рассмотрен процесс сдвижения горных пород при разработке полезных ископаемых, проанализированы причины возникновения на рудниках и в шахтах горных ударов и внезапных выбросов пород и газа, методы их прогнозирования и предотвращения.

Для студентов и аспирантов горных специальностей вузов. Пособие может быть использовано при переподготовке специалистов горного профиля на курсах повышения квалификации.

Бурение разведочных скважин: Учебник/Н.В. Соловьев, В.В. Кривошеев, Д.Н. Башкатов и др. — 2007. — 904 с.: ил., пер.

В учебнике изложены основные положения механики горных пород и методы определения их физико-механических свойств. Значительное внимание уделено описанию современных типов буровых установок, рациональных условий их применения в сочетании с прогрессивными способами бурения и эффективными типами бурового инструмента. Освещены технологические приемы тампонирования скважин, приведены сведения о видах тампонажных смесей. Дано подробное описание методов измерения свойств тампонажных смесей и промывочных жидкостей. Изложены основные положения гидроаэромеханики в бурении. Приведены сведения о бурении гидрогеологических, геотехнологических, технических и специальных скважин различного целевого назначения.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых» и другим геологическим специальностям. Учебник может быть рекомендован инженерно-техническим работникам и преподавателям.

Комащенко В.И., Носков В.Ф., Исмаилов Т.Т. **Взрывные работы:** Учебник. — 2007. — 439 с.: ил., пер.

В учебнике изложены общие сведения о буровзрывных работах, приведены способы бурения при разрушении горных пород. Большое внимание уделено основам теории взрыва и взрывчатых веществ. Дано описание общих принципов расположения и расчеты зарядов взрывчатых веществ в геологоразведке и инженерной геологии. Особое внимание уделено природоохранным работам при разработке месторождений.

Для студентов геологоразведочных вузов, горно-геологических факультетов и инженерно-технических работников, занимающихся горным делом.

Трубецкой Климент Николаевич — академик РАН, советник Президиума Российской академии наук, выдающийся ученый и признанный лидер в области горных наук, комплексного освоения недр Земли и экологии.

Автор свыше 700 опубликованных в России и за рубежом научных работ, в том числе более 35 монографий, 5 учебников и 78 патентов, лауреат Государственных премий СССР и РФ, Премии Президента РФ, двух премий Правительства РФ, двух премий и золотой медали им. Н.В. Мельникова АН СССР и РАН.

Краснянский Георгий Леонидович — д-р техн. наук, профессор кафедры «Экономика и планирование горного производства» Московского государственного горного университета., заслуженный экономист РФ. Имеет большой опыт управленческой работы в структурах угольной отрасли и крупных промышленных объединений. Автор более 50 печатных работ, в том числе двух учебников для горных вузов и трех монографий.

Хронин Вячеслав Васильевич — профессор кафедры «Технология, механизация и организация открытых горных работ» Московского государственного горного университета, почетный член Академии горных наук. Специализируется в области методологии проектирования. Автор более 40 печатных работ, в том числе восьми изобретений, учебника «Проектирование карьеров» (1993г.) соавтор учебников «Проектирование карьеров» (2001г.) и «Теория проектирования карьеров и оптимизационные методы», изданного в Китае.

Коваленко Владимир Сергеевич — д-р техн. наук, профессор, зав. кафедрой «Технология, механизация и организация открытых горных работ» Московского государственного горного университета, действительный член Академии горных наук, известный ученый в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Автор более 120 печатных работ, в том числе монографии, учебников и учебных пособий.

ISBN 978-5-06-006001-0