СПРАВОЧНИК

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ



«ГОРНОЕ БЮРО»

Памяти академика
Николая Васильевича Мельникова
посвящается

СПРАВОЧНИК

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

МОСКВА
«ГОРНОЕ БЮРО»
1994

ББК 33.22
С74
УДК 622.271(035)

Авторы:

проф докт техн наук **К.Н. Трубецкой,**
проф докт техн наук **М.Г. Потапов,**
проф докт техн наук **К.Е. Виницкий,**
проф докт техн наук **Н.Н. Мельников,**
канд техн наук **Б.Г. Алешин,**
проф докт техн наук **Ю.И. Анистратов,**
канд техн наук **О.И. Благов,**
докт техн наук **Э.Л. Галустьян,**
канд техн наук **Е.С. Гладченко,**
проф докт техн наук **И.Г. Ищук,**
инж **В.А. Каландаришвили,**
докт техн наук **А.П. Красавин,**
проф докт техн наук **Б.Н. Кутузов,**
канд техн наук **В.В. Манкевич,**
проф докт техн наук **Н.Н. Медников,**
проф докт техн наук **В.А. Мироненко,**
докт техн наук **Ю.А. Норватов,**
проф докт техн наук **Р.Ю. Подэрни,**
канд техн наук **С.П. Решетняк,**
канд техн наук **Н.П. Сеинов,**
канд техн наук **А.И. Сухорученков,**
проф докт техн наук **П.И. Томаков,**
канд техн наук **И.А. Тынтеров,**
проф докт техн наук **С.Е. Чирков,**
канд техн наук **А.И. Шендеров,**
канд техн наук **В.В. Школяренко**

Ведущий редактор **Р.С. Яруллина**

АННОТАЦИЯ

В справочнике приведены сведения, относящиеся к технологии, технике и показателям работы предприятий открытых горных разработок различных горнодобывающих отраслей.

По процессам горного производства приведены эксплуатационные данные принципиального порядка: технические характеристики оборудования, условия применения, нормативные данные, сведения о достигнутых показателях. Изложены методы расчета основных параметров и показателей машин и технологических комплексов.

Отражены прогрессивные технологии и техника, соответствующие современному уровню и ближайшей перспективе. Приведены данные о зарубежной практике открытых горных работ.

Рассмотрены основные технологические схемы горного производства и принципы их формирования.

Описаны основные способы и средства охраны окружающей среды при открытом способе разработки.

Предназначен для широкого круга научных инженерно-технических работников, студентов горных учебных заведений.

Справочник. Открытые горные работы/
С74 К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виницкий, Н.Н. Мельников и др. — М.: Горное бюро, 1994. 590 с.: ил.
ISBN 5—900697—01—0

С 2501000000 Без объявл.—94 **ББК 33.22**

ISBN 5—900697—01—0

© Коллектив авторов, 1994

ABSTRACT

This reference book provides the data on technology, equipment and performance
of enterprises exploiting open pits in different branches of mining industry.

The following principal operating data concerning mining processes are given: equipment specifications, operating conditions, standards, information on performance achieved. The methods for evaluation of the main parameters and performances of mining machines and technological complexes are discussed.

Advanced up-to-date and near future technology and machinary are discussed. The data on foreign open-pit mining practice are given.

The main technological schemes and principles
of their formation are examined. The main methods and means of environment protection at open pit mining are described.

This reference book is intended for research and engineering staff, as well as for students of mining high schools.

ANNATATION

Im Nachschlagebuch sind die Daten angefuhrt, die sich auf die Technologie, Technik und Produktionskennziffern von Tagebaubergwerken verschiedener Bergbauzweige beziehen

Zu den einzelnen Betriebsvorgangen sind deren wichtigste Kennwerte angefuhrt, sowie technische Kennzahlen der Ausrustungen, Einsatzbedinungen, Normengrossen, Angaben uber die erreichten Leistungen Die Berechnungsmethoden der Grundparameter und — leistungen der Maschinen und technologischen Komplexen sind dargelegt

Es sind die fortschrittlichen Verfahrens — und Maschinentechnik beschrieben, die dem heutigen Stand und der absehebaren Perspektive entsprechen Es sind Angaben aus der auslandischen Praxis im Tagebau angefuhrt

Es sind die Grundtechnologieschems vom Bergbaubetrieb und die Grundsatzte deren Formierung gepruft

Die Umweltschutzverfahren unf — mitteln im Tagebau sind beschrieben

Dieses Nachschlagebuch ist fur den Breiten Kreis von Wissenschaftler, Ingeneure und Techniker, Studenten der Bergbaulehranstalten bestimmt

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящим справочником научно-инженерная фирма «Горное Бюро» открывает издание научно-технической литературы по горному делу.

Первая книга посвящена открытому способу разработки месторождений твердых полезных ископаемых, как превалирующему во всех горнодобывающих отраслях в мире. Всестороннее совершенствование открытых разработок стало основным направлением научно-технического прогресса в горном деле. Его развитию благоприятствуют надежные запасы полезных ископаемых, накопленный в мире богатый опыт горного производства и развивающееся машиностроение.

За последние годы проведен ряд теоретических и прикладных исследований, создано новое горное и транспортное оборудование, в практике проектирования и на предприятиях накоплен богатый опыт ведения открытых горных работ в различных горно-геологических условиях. Это выводит открытый способ разработки на новый современный уровень развития и делает необходимым издание справочного материала научно-технического характера, соответствующего этому уровню.

Настоящий справочник представляет собой развитие одноименного труда, издававшегося на протяжении многих лет акад. Н.В. Мельниковым, и составлен его учениками и последователями — ведущими специалистами в области открытого способа разработки месторождений.

Открытый способ разработки применяется в разнообразных горно-геологических и горнотехнических условиях. В результате велики типоразмерные ряды оборудования, используемого в основных

и вспомогательных технологических процессах, многообразны технологические схемы горного производства, различны методы расчета параметров и показателей оборудования, в широком диапазоне изменяются показатели использования горного и транспортного оборудования.

Это разнообразие сведений, соответствующих современному мировому уровню и ближайшей перспективе, отражено в настоящем справочнике. Приведенные рекомендации относительно параметров и условий применения различного оборудования и технологических схем основаны на сложившихся к нашему времени научных и практических представлениях.

В 16 разделах справочника последовательно изложены основные вопросы технологии и техники открытых горных работ с учетом апробированных достижений отечественной и зарубежной науки и техники, по каждому из которых могут быть даны рекомендации для широкого применения, а также с учетом передовых тенденций.

Заметное место в справочнике занимает раздел, посвященный проблеме охраны окружающей среды при открытом способе разработки, поскольку решение данной проблемы во многом определяет перспективу развития этого высокоэкономичного способа добычи минеральных ресурсов.

В целом справочник является наиболее полным к настоящему времени трудом, обобщающим научные и практические достижения в области открытого способа разработки месторождений, развитию и совершенствованию которого посвятил большую часть своей жизни и своего таланта Николай Васильевич Мельников.

1
Роль и место открытых горных работ

Открытый способ разработки как генеральное направление развития горнодобывающих отраслей промышленности России сохраняется для обеспечения топливом и минеральным сырьем потребностей энергетики, черной и цветной металлургии, химической индустрии, строительства, машиностроения, вычислительной техники, коммунально-бытового и сельского хозяйств и др.

В 1991 г. добыча угля открытым способом в Российской Федерации осуществлялась из 63 разрезов и составила 216,1 млн т или 61 % общей добычи.

Однако дальнейшее опережающее развитие открытого способа добычи угля в России пока сдерживается имеющимся производственным потенциалом, уровнем применяемых технологий и оборудования.

Фонд угольных разрезов России характеризуется неравномерностью. При средней производственной мощности разреза 3,32 млн т/год угля она колеблется от 0,12 до 29,08 млн т/год, при этом разрезы с мощностью до 1,5 млн т/год составляют 42 % от общего их количества, в то время как на их долю приходится лишь 9,8 % от всей добычи угля открытым способом.

Одним из наиболее освоенных и перспективных бассейнов по добыче открытым способом энергетических и коксующихся углей в России является Кузнецкий бассейн. Достаточно крупные запасы угля позволяют строить и развивать в этом горнопромышленном регионе угольные разрезы производственной мощностью до 30 млн т/год и более и поддерживать существующий уровень добычи угля открытым способом (125 млн т/год) в ближайшие 5-8 лет, с тем чтобы начиная с 1995-2000 гг. формировать необходимые условия для дальнейшего наращивания открытой добычи угля.

Угольный разрез "Березовский" № 1 Канско-Ачинского топливно-энергетического комплекса по своим проектным данным (мощность 55 млн т/год угля) и оснащенности уникальным оборудованием, примененной впервые в отечественной угольной промышленности поточной технологии с использованием роторных экскаваторов производительностью 5250 м^3/ч и конвейерной доставкой угля от забоев до ГРЭС, имеет возможность догнать крупнейший в мире разрез "Богатырь" (Республика Казахстан), добывающий свыше 32 млн т/год угля, и вместе с ним стать прообразом угледобывающего предприятия будущего.

В связи с резким сокращением капитальных вложений развитие добычи угля открытым способом в ближайшей перспективе будет осуществляться в первую очередь за счет интенсификации открытых горных работ на действующих разрезах, их реконструкции и технического переоснащения. Наибольшее развитие и в дальнейшем должны получить Канско-Ачинский, Кузнецкий, Иркутский и Южно-Якутский бассейны в Российской Федерации, Экибастузский — в Республике Казахстан и др.

За рубежом прогнозируется также дальнейший рост удельного веса добычи угля открытым способом: в Германии до 60 %, Индии — до 66 %, Китае — 30 %, Польше — 30 %. К 1995 г. удельный вес добычи угля открытым способом в США увеличится до 51,5 %.

Развитие железорудной базы черной металлургии б. СССР за последние 10 лет характеризовалось стабилизацией высокого (86-88 %) уровня удельного веса открытого способа добычи руд черных металлов, возросшей долей крупномасштабных карьеров, увеличением глубины разработок, усложнением в целом горно-геологических и горнотехнических условий добычи руд, что в свою очередь привело к непрерывному возрастанию трудоемкости выемки и транспортирования горных пород, снижению производительности горного и транспортного оборудования и увеличению себестоимости добычи руд.

России принадлежит ведущее место по производству железной руды в странах СНГ, доля которой в 1992 г составила 47 % (231 млн т из 489 млн т). При этом наибольшая часть разведанных запасов сосредоточена в пределах Курской магнитной аномалии (КМА). Здесь в настоящее время разведано 18 железорудных месторождений с прогнозными запасами (до глубины 700 м) неокисленных кварцитов с содержанием железа 32-38 % около 850 млрд т и богатых железных руд (до глубины 1200 м) с содержанием железа 50-65 % более 80 млрд т. Помимо железных руд в недрах КМА содержатся промышленные запасы высококачественных бокситов (содержание глинозема 49-52 %), сырье для использования в качестве флюсов и формовочных материалов, производства огнеупоров, щебня, гравия, обнаружены редкоземельные элементы. В надрудной толще сосредоточены огромные запасы высококачественного мела, мергеля, песков различной крупности, а вмещающие породы представлены также гранитогнейсами и метапесчаниками.

В настоящее время открытым способом разрабатываются три месторождения: Лебединское, Стойленское и Михайловское.

Лебединский и Михайловский горно-обогатительные комбинаты являются крупнейшими в мире. Производительность Лебединского ГОКа в 45 млн т/год сырой руды может быть в ближайшей перспективе увеличена до 55 млн т/год руды за счет вовлечения в добычу запасов железистых кварцитов с больших глубин и прилегающих залежей.

Основная продукция Лебединского ГОКа, разрабатывающего в настоящее время неокисленные железистые кварциты с содержанием железа 33,3 %, представляется товарным концентратом, доообогащенным концентратом, высококачественным концентратом и железорудными окатышами с содержанием железа от 66 до 71 %.

На базе высококачественного металлургического сырья Лебединского ГОКа построен впервые в России Оскольский электрометаллургический комбинат, на котором производство стали осуществляется методом прямого восстановления железа, а не путем применяемой ранее так называемой доменной металлургии.

На Михайловском ГОКе ежегодно добывается 9 млн т богатой руды и 30 млн т неокисленных кварцитов.

Открытый способ разработки получил широкое применение в цветной металлургии. В настоящее время этим способом разрабатывают 60 месторождений цветных и редких металлов и 7 месторождений — комбинированным открыто-подземным способом. Открытым способом добывается 62 % руд этой базовой отрасли народного хозяйства, которая производит все цветные и редкие металлы, прокат, сплавы, фольгу, полупроводниковые материалы, углеграфитовую продукцию, баритовые и пиритные концентраты, серную кислоту, минеральные удобрения, соду, поташ, цемент и другие виды товарной продукции.

Крупнейшим промышленным комплексом России по добыче и производству никеля, меди, кобальта, селена, серы и благородных металлов является Норильский горно-металлургический комбинат (ныне Российский государственный концерн по производству цветных и драгоценных металлов "Норильский никель"), разрабатывающий уникальные Талнахское и Октябрьское месторождения, богатые медно-никелевыми рудами. В состав этого комбината входит никелевый карьер "Медвежий ручей". К числу аналогич-

ных глубоких карьеров (глубиной свыше 300 м, а на некоторых даже 400 м) цветной металлургии стран СНГ следует также отнести медно-молибденовый Агаракский, медно-молибденовый Кальмакырский, медно-рудный Коунрадский, медно-серный Сибайский, молибденовый Сорский, никелевый Центральный и ряд других.

В число перспективных объектов разработки месторождений открытым способом следует отнести: медные — Удоканское (Россия), Бощекульское и Актогайское (Казахстан); свинцово-цинковые — Горевское, Озерное, Холоднинское (Россия); вольфрамовое Верхне-Кайрактинское и молибденовое Коктенкольское (оба Казахстан) и др.

Разработка месторождений горно-химического сырья осуществляется 35 карьерами и 20 рудниками, удельный вес открытого способа превышает 55 %.

Открытым способом также разрабатываются все уникальные месторождения алмазов (5 карьеров) и добывается около 20 % урана.

Около 99 % сырья в промышленности строительных материалов в странах СНГ добывается открытым способом. При этом годовой объем открытых горных работ достиг в последнем десятилетии почти 2 млрд м^3. Свыше 2000 карьеров производственной мощностью от нескольких сот тысяч до 50 млн т/год и более добывают свыше 30 видов полезных ископаемых: асбест, графит, каолин, слюду, тальк, керамическое, стекольное, цементное, нерудное сырье, гранитные и мраморные блоки для производства облицовочных материалов и др.

Применение во всех отраслях горнодобывающей промышленности (табл. 1.1) и высокий удельный вес открытого способа добычи полезных ископаемых обусловлены следующими его основными преимуществами (по сравнению с подземным способом) экономического, технического, технологического, экологического, организационного и социального характера:

кардинальной экономией производственных ресурсов, выражающейся в повышении производительности труда от 3-4 раз по рудным карьерам до 10-11 раз — угольным и снижении себестоимости продукции в 3-4 раза;

сокращением в 2-3 раза и более сроков строительства предприятий одинаковой мощности;

снижением потерь полезных ископаемых в недрах до 1-5 %;

безопасными и более комфортными условиями труда.

В ближайшей перспективе минерально-сырьевая база будет характеризоваться дальнейшим снижением качества полезных ископаемых, резким увеличением глубины их разработки, значительным усложнением горно-геологических и экономико-географических условий промышленного освоения месторождений. Удельный вес открытого способа сохранится на уровне 75 % за счет увеличения его в первую очередь в угольной промышленности и цветной металлургии.

Крупномасштабные объемы горных работ могут быть выполнены при условии поддержания карьеров большой мощности, переоснащения их высокопроизводительными, автоматизированными средствами для выполнения основных и вспомогательных процессов открытых горных работ, обеспечивающих комплексное освоение месторождений и восстановление (сохранение) окружающей среды. Вместе с тем важную роль будут играть малые и средние по мощности карьеры в первую очередь в промышленности нерудных строительных материалов, цветной металлургии, промышленности по производству минеральных удобрений и черной металлургии.

Для дальнейшего развития открытых горных работ на основе их интенсификации и повышения производительности труда необходимо разработать и создать новые комплексы горного и транспортного оборудования: буровые агрегаты для бурения скважин глубиной 30-35 м и диаметром 125, 160, 350 и 420 мм, с удлиненной мачтой для бурения на глубину 50-60 м, а также станки наклонного бурения для заоткоски уступов и бортов карьеров; гидравлические и механические лопаты с

Таблица 1.1
Объемы добычи основных твердых полезных ископаемых открытым способом в б. СССР

Полезное ископаемое	Добыча по годам, млн т						
	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991
Уголь	301,9	318,2	327,2	338,4	332,6	322	316,8
Железная руда	455,4	464,6	470,7	473,5	466,7	463,3	402,7
Марганцевая руда	12,6	12,7	12,8	12,8	12,9	13	12,7
Флюсы	101,3	101,2	100,9	104,1	105,4	108,3	101,2
Фосфатная руда	63,2	63,5	64	64,5	65	66	56*
Цементное сырье	180	183	187	190,5	200	209,6	178*
Асбестовая руда	47,4	48,8	48,6	50,4	49	48,2	46

* Оценка

ковшами вместимостью до 30 м^3, драглайны с ковшами вместимостью до 100-125 м^3 и длиной стрелы до 125 м, колесные карьерные погрузчики грузоподъемностью 15-40 т, ряд компактных роторных экскаваторов производительностью от 320 до 6500 м^3/ч и более с комплектом соответствующего оборудования непрерывного действия (перегружателями, конвейерами, отвалообразователями), самоходные колесные скреперы с ковшом вместимостью 25-40 м^3, автосамосвалы грузоподъемностью до 200-250 т, тяговые агрегаты и большегрузные вагоны, колесные и гусеничные бульдозеры мощностью 600-900 кВт с навесными рыхлителями и др. Для глубоких карьеров с рабочей зоной больших размеров получат применение комбинированные виды транспорта, базирующиеся на рациональном сочетании карьерного транспорта цикличного и непрерывного действия с дробильно-перегрузочными пунктами производительностью 4000 т/ч и более.

Опережающее развитие открытых горных разработок, создание проектов уникальных карьеров с глубиной разработки до 700-800 м и объемом до 200-300 млн м^3/год горной массы, а также дальнейшее развитие малых и средних по мощности карьеров в различных регионах и отраслях горной промышленности выдвигают перед горной наукой в области открытой разработки месторождений новые научные проблемы и задачи:

изучение физических и других свойств горных пород и массивов (в том числе на основе сейсмических методов оценки их структурной и петрографической неоднородности), взаимодействия с ними современных и принципиально новых рабочих органов для разрушения, выемки, погрузки и перемещения пород;

разработка научных основ автоматизированного проектирования, создания и эксплуатации глубоких карьеров;

разработка принципов создания для глубоких карьеров новой техники, в том числе на основе технологии с применением конвейерного, автомобильного, железнодорожного и комбинированного транспорта и одно- и разновременного (последовательного) сочетания открытого и подземного способов разработки, открытого способа и скважинной добычи, открытого способа и штолен и др.;

изучение устойчивости откосов уступов и бортов глубоких карьеров, разработка методов их определения и искусственного повышения устойчивости путем формирования распорных призм, применения внутреннего отвалообразования при разработке крутых месторождений и др.;

создание системы автоматического контроля и регулирования загазованно-

сти и запыленности атмосферы глубоких карьеров;

разработка методов и технических средств выемки горных пород и перемещения их в отвалы и к потребителям, организация внешних и внутренних отвалов при особо мощных грузопотоках вскрышных пород;

дальнейшее развитие работ по расширению использования управляемого обрушения мягких и разрушенных скальных пород в технологических процессах;

разработка ресурсосберегающих и малоотходных технологий открытых горных разработок на основе создания и применения мобильного оборудования цикличного и непрерывного действия, обеспечивающих комплексное освоение месторождений и повышение производительности труда;

разработка эффективных способов освоения техногенных месторождений по отраслям и регионам;

разработка научных основ создания новых технологий и техники для открытых горных разработок на основе совмещения процессов (от разрушения, выемки до перемещения, складирования-отвалообразования) и использования результатов фундаментальных исследований в области плазменных, лазерных, импульсных и других способов разрушения горных пород, новых источников энергии, материалов и др.;

разработка экономических критериев создания новой техники и технологии открытых горных разработок при комплексном освоении месторождений, включая использование вскрышных пород в народнохозяйственных целях.

Минерально-сырьевая база следующего столетия будет характеризоваться частичным истощением крупных месторождений с относительно высоким качеством полезных ископаемых. Это вызовет необходимость освоения средних месторождений с бедным содержанием компонентов, вовлечения мелких месторождений с высоким содержанием, доработки некондиционных забалансовых и потерянных запасов на ранее разрабатываемых месторождениях, освоения морской минеральной сырьевой базы.

Реализация указанных научных направлений и создание необходимых для горной промышленности Российской Федерации производственных мощностей тяжелого, строительного, дорожного и других отраслей машиностроения позволят на базе имеющихся минеральных ресурсов обеспечить научно-технический прогресс в области техники и технологии открытой разработки месторождений твердых полезных ископаемых, комплексного их освоения — решающего направления увеличения производства минерального сырья при сокращении объемов выемки горной массы и, следовательно, — вредного воздействия горного производства на окружающую среду.

2
Характеристика горных пород

2.1. Общие сведения о горных породах и их свойствах

Горные породы — это природные минеральные агрегаты, слагающие литосферу земной коры. Состав горных пород, их строение и условия залегания зависят от геологических процессов, при которых они сформировались.

По происхождению горные породы принято подразделять на осадочные, магматические и метаморфические. К осадочным относятся горные породы, образовавшиеся в результате разрушения и осаждения различных горных пород и последующей их цементации, а также благодаря жизнедеятельности организмов; к магматическим — образующиеся при кристаллизации застывающей магмы. Метаморфические горные породы возникли в результате преобразования осадочных и магматических пород под влиянием длительного воздействия высоких температур и давления. Около 90 % земной коры слагают магматические и метаморфические горные породы. Осадочные горные породы составляют остальные 10 % объема земной коры, однако ими покрывается около 75 % земной поверхности.

Практически все горные породы могут быть использованы как полезные ископаемые. К рудным относятся горные породы с кондиционным содержанием полезного компонента.

Горные породы характеризуются плотностными, упругими, прочностными, тепловыми, электрическими, магнитными и другими свойствами.

Наиболее часто встречаются горные породы со следующими значениями основных физических характеристик:

Плотность, кг/м^3	1000—4700
Модуль продольной упругости, Па	$5\ 10^8$—$1{,}5\ 10^{11}$
Коэффициент Пуассона	0,1—0,4
Предел прочности, Па	
при сжатии	До $3\ 10^8$
при растяжении	До $5\ 10^7$
Теплопроводность, Вт/(м К)	0,2—10
Удельная теплоемкость, кДж/(кг К)	0,5—1,5
Коэффициент линейного теплового расширения k^1	$2{,}0\ 10^6$—$4{,}0\ 10^4$
Удельное электрическое сопротивление, Ом м	10^2—10^{12}
Относительная диэлектрическая проницаемость	2—30
Магнитная восприимчивость	10^7—3

Свойства горных пород обусловлены их составом, строением, состоянием и термодинамическими условиями. Увеличение пористости породы приводит к снижению плотности, прочности, упругости, теплопроводности, диэлектрической проницаемости и повышению влагоемкости, водопроницаемости. Теплоемкость, коэффициент теплового расширения, модуль объемного сжатия, твердость и другие свойства определяются минеральным составом пород; прочность, упругость, теплопроводность, электропроводимость — строением и минеральным составом пород. Механические свойства в первую очередь обусловлены силами связей между частицами породы, их трещиноватостью; тепловые и электрические — ориен-

тировкой минеральных зерен, наличием непрерывных проводящих каналов в горных породах. Ориентировка зерен, трещин, пор, слоев, прожилков приводит к анизотропии горных пород. При этом модуль продольной упругости, предел прочности при растяжении, теплопроводность, электрическая проводимость, диэлектрическая проницаемость больше вдоль слоев и трещин, а пределы прочности при сжатии и сдвиге — поперек слоистости и трещиноватости.

На свойства горных пород оказывают влияние размеры зерен и кристаллов. У мелкозернистых и мелкокристаллических горных пород выше прочностные и упругие свойства, ниже электропроводимость и теплопроводность. Наличие аморфной стекловидной фазы в породах снижают их прочность и теплопроводность. Горные породы, как правило, плохие проводники теплоты и электричества. Большими теплопроводностью и электропроводимостью обладают малопористые породы, содержащие минералы-проводники (рудные минералы, гранит и др.). По магнитной восприимчивости большинство горных пород относится к диа- и парамагнетикам. Упругие свойства пород определяют параметры акустических свойств.

На показатели свойств горных пород оказывает влияние масштабный фактор. С увеличением размеров испытываемых образцов показатели прочности и упругости, как правило, уменьшаются. Изменяются и показатели других свойств.

Свойства горных пород зависят также от механического, теплового, электрического, магнитного, радиационного воздействий и насыщения пород жидкостями, газами и т.д. При насыщении скальных пород водой увеличиваются упругие параметры, теплопроводность, теплоемкость, электрическая проводимость; при насыщении водой пород, в состав которых входят легкорастворимые минералы, а также глинистых пород их упругие и прочностные свойства уменьшаются. Изменение свойств пород под воздействием давления вызвано уплотнением пород, деформацией пор, увеличением площади контакта зерен, возрастанием сопротивления сдвигу по трещинам и также другими поверхностями ослабления пород. С увеличением давления обычно повышаются электропроводимость, теплопроводность, прочность и т.д.

Под действием горного давления прочность горных пород на сдвиг и сжатие может увеличиться во много раз. В условиях трехосного неравнокомпонентного напряженного состояния наибольшее влияние на прочность оказывает значение минимального главного напряжения. Промежуточное по значению главное сжимающее напряжение оказывает влияние на увеличение прочности, когда оно направлено перпендикулярно к поверхностям ослабления (слоистости, трещиноватости и т.д.). Повышение температуры, как правило, снижает упругие и прочностные и усиливает пластические характеристики пород, уменьшает теплопроводность, увеличивает теплоемкость и диэлектрическую проницаемость. Появление внутренних термонапряжений вследствие различного теплового расширения отдельных минералов приводит к возрастанию или уменьшению упругих и прочностных свойств пород в зависимости от направления результирующих напряжений. Перестройка кристаллической решетки минералов от нагрева, например полиморфные превращения, вызывает аномальные точки на графике зависимости свойств от температуры. Так, для кварцитов наблюдаются минимальные значения модуля Юнга и максимальные значения коэффициента линейного расширения в точке полиморфного перехода α-кварца в β-кварц (573°С). Воздействие теплоты приводит также к спеканию, дегидратации, плавлению, возгонке, испарению отдельных минералов, что соответственно изменяет свойства пород.

При ведении горных работ горные породы подразделяют на скальные, полускальные, плотные, мягкие, сыпучие, разрушенные, которые характеризуются различными горнотехнологическими свойствами — крепостью, абразивностью, твердостью, контактной прочностью, со-

противляемостью резанию, буримостью, взрываемостью и др. Всю совокупность физических и горнотехнологических свойств горных пород, описывающих их поведение в процессе разработки месторождений полезных ископаемых, принято называть физико-технологическими свойствами пород. Некоторые из них широко используют для выбора параметров и расчета производительности различных горных машин, показателей технологических процессов, определения производственной мощности добывающего предприятия, его отдельных забоев и участков, планирования и безопасности ведения работ, нормирования труда горнорабочих и т.д. С этой целью применяют классификации горных пород по различным их свойствам.

2.2. Шкалы, группы, категории и классификации горных пород

На различные процессы горного производства физико-технологические свойства горных пород влияют неодинаково. Так, например, на сопротивляемость горных пород разрушению основное влияние оказывают их крепость (табл. 2.1), прочность при сжатии (табл. 2.2), сдвиге и рас-

Таблица 2.1.
Шкала крепости горных пород по М.М. Протодьяконову

Категория	Степень крепости	Порода	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый 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	"	Известняки (крепкие) Некрепкий гранит Крепкие песчаники Крепкий мрамор Доломит Колчедан	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	"	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, сцементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	То же	Щебенистый грунт Разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкий нанос — глинистый грунт	1,0
VIIa	"	Легкая песчанистая глина, лесс, 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 лесс, другие разжиженные грунты	0,3

Таблица 2.2.

Классификация горных пород по прочности при одноосном сжатии (Рекомендации Международного бюро по механике горных пород)

Класс прочности	Прочность при одноосном сжатии, МП*)	
	от — до	средняя
I	< 4	3
II	4—6	5
III	6—10	8
IV	10—15	12
V	15—23	18
VI	23—35	28
VII	35—52	40
VIII	52—80	60
IX	80—120	90
X	120—180	135
XI	180—270	200
XII	> 270	300

* Определяется при одноосном сжатии образцов диаметром 40—45 мм с отношением высоты образца H к диаметру D равным единице

тяжении (табл. 2.3). Износ породоразрушающего инструмента зависит от твердости породообразующих минералов.

Шкала относительной твердости породообразующих минералов (Шкала Мооса) приведена ниже.

Тальк	1	Ортоклаз	6
Каменная соль (галит)	2	Кварц	7
Кальцит	3	Топаз	8
Плавиковый шпат	4	Корунд	9
Апатит	5	Алмаз	10

Наличие большого количества кварца и других твердых минералов (табл. 2.4) способствует повышенному изнашиванию бурового инструмента.

Процесс изнашивания усиливается, если выше агрегатная контактная прочность пород (табл. 2.5). При оценке скорости бурения горных пород различными машинами и породоразрушающими инструментами широко используются единая классификация горных пород по буримости (табл. 2.6) и классификация, рекомендуемая СНиП-82 (табл. 2.7). Категории буримости пород или их группа по СНиПу определяются по затратам основного времени бурения 1 м скважины или шпура в регламентированном специальными инструкциями ЕНВ режиме. В.В. Ржевский классифицирует горные породы по относительной трудности разрушения (табл. 2.8, 2.9), показатель которой $П_р$ определяется по эмпирическому выражению

$$П_р = 0{,}05\,[k_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р) + 10^{-3}\gamma g],$$

а также по показателю трудности бурения (табл. 2.10)

$$П_б = 0{,}07\,(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0{,}7 \cdot 10^{-3}\gamma,$$

где $k_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород (см. табл. 2.9); $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_р$ — пределы прочности породы при одноосном сжатии, сдвиге и одноосном растяжении, МПа; γ — плотность, кг/м^3; g — ускорение свободного падения, м/с^2.

Таблица 2.3.
**Классификация горных пород по прочности при растяжении*)
(по М.М. Протодьяконову (младшему), М.И. Койфману, С.Е. Чиркову)**

Типичная горная порода	Прочность при растяжении, МПа	
	от — до	средняя
Весьма слабые		
Весьма слабые глинистые породы и суглинки Песчано-глинистые отложения Большинство слабых меловых пород Некоторые разновидности меломергелей КМА Большинство трепелов и диатомитов	< 0,15	0,1
Весьма слабые пористые известняки Весьма слабые аргиллиты и глинистые сланцы Весьма слабые алевролиты	0,15—0,25	0,2
Весьма слабые, плохо сцементированные песчаники Выщелоченные весьма низкой крепости мартитовые и другие железные руды Весьма слабые туфы и туфовые лавы Рыхлые полностью выветрелые изверженные и метаморфические породы Весьма слабые бурые угли Весьма слабые каменные угли, некоторые коксовые, "сажистые" и др	0,25—0,40	0,3
Слабые		
Некоторые плотные сравнительно крепкие мергелистые глины Слабые глинистые мергели Слабые пористые известняки Крепкие разновидности меловых пород, плотные разновидности лессов Большинство известняков-ракушечников (оолитовые, детритусо-оолитовые и др) Слабые аргиллиты и глинистые сланцы Большинство глинистых сланцев Разрушенные сланцы различного минерального состава Алевролиты	0,4—0,6	0,5
Слабые глинистые и другие песчаники Выветрелые каолинизированные изверженные породы Некоторые туфовые лавы Слабые мартитовые руды	0,6—1,0	0,8
Марганцевые руды повышенной крепости (карбонатные, окварцованные) Большинство разновидностей гипсов Слабые и средней крепости бурые угли Слабые каменные угли средних степеней метаморфизма (марки К и др)	1,0—1,5	1,2
Средней крепости		
Мергели средней и повышенной крепости Плотные известняки малой и средней крепости	1,5—2,3	1,8
Глинистые сланцы и аргиллиты средней крепости Большинство слабых талькохлоритовых, тальковых, серицитовых, глинистых сланцев Выветрелые окварцованные слюдистые, хлоритовые, серицитовые сланцы Некоторые горючие сланцы, в том числе горючие сланцы с конкрециями известняка Алевролиты средней крепости Сильно измененные граниты и другие сильно измененные и рассланцованные изверженные породы Некоторые серпентинизированные змеевики Большинство разновидностей каменной соли Некоторые ангидриты Мартитовые руды средней крепости Пористые бурые железняки средней крепости Баритовые руды Некоторые сурьмяные руды Большинство бокситовых пород	2,3—3,5	2,8
Слабосцементированные корундовые руды Некоторые наиболее крепкие и вязкие бурые угли Наиболее крепкие каменные угли малых степеней метаморфизма марок Д, Г Большинство антрацитов	3,5—5,2	4,0

Продолжение табл. 2.3.

Типичная горная порода	Прочность при растяжении, МПа	
	от — до	средняя
Повышенной крепости		
Известняки повышенной крепости Доломиты повышенной крепости Наиболее крепкие разновидности мергелей Плотные и крепкие глинистые сланцы Аргиллиты	5,2—8,0	6,0
Окварцованные окремненные и опаловые глинистые сланцы Большинство кварцево-хлористых, кварцево-серицитовых, кварцево-хлорито-эпидотовых и слюдяных сланцев Биотито-хлоритовые сланцы с прослойками Плотные и крепкие алевролиты Песчаники повышенной крепости Измененные частично выветрелые, главным образом крупнозернистые граниты, гранодиориты, диориты, лопариты	8,0—12,0	9,0
Большинство габбро, сиенитов, трахитов Некоторые кварцевые порфиры, альбитофиры, кератофиры Пористые базальты Некоторые диабазы Некоторые, в том числе рудные пироксениты Некоторые андезиты и андезито-базальты Некоторые перидотиты Большинство серпентинитов и дунитов Измененные гнейсы Кварцево-турмалиновые породы Конгломерат изверженных пород с кремнистым цементом Некоторые авгито-эпидото-гранатовые и другие скарны, главным образом крупно- и среднезернистые Слабо измененные туфо-брекчии Окремненные туфы Пористые, ожелезненные, сильнотрещиноватые разновидности кварца Большинство мраморов Крепкие баритовые руды Крепкие ангидриты Мартитовые и другие железные руды повышенной крепости Некоторые измененные корундовые руды	12,0—18,0	13,5
Весьма крепкие		
Крепкие метаморфизованные сланцы (типа кровельных), параллельно слоистости Крепкие яшмовидные кремнистые сланцы Наиболее крепкие алевролиты Весьма крепкие песчаники с контактным кварцевым и регенерационным цементом Особо крепкие разновидности мраморов Наиболее крепкие известняки и доломиты Особо крепкие разновидности мергелей Плотные яшмовидные бокситы Сильно окремненные известняки	18,0—27,0	20,0
Плотные кремни и другие плотные кремнистые породы Плотный жильный кварц Крепкие граниты, гранит-порфиры, пегматиты, микропегматиты, кварцевые диориты, гранодиориты, гнейсы Крепкие перидотиты Крепкие метабазиты	27,0—40,0	33,0
Наиболее крепкие разновидности пироксенов Крепкие гнейсы и кристаллические сланцы Крепкие гранатовые и другие скарны Большинство кварцитов Крепкие мартитовые и магнетитовые и магнетито-мартитовые роговики Джеспилиты Крепкие краснополосчатые роговики Плотные крепкие эгириновые породы Плотные нефриты Плотные яшмы Весьма крепкие мартитовые руды Наиболее крепкие разновидности ангидритов Плотные руды, в том числе сливные корундовые	> 40,0	50,0

*) Предел прочности при растяжении определяется по ГОСТ 21153 3—85 и ОСТ 12 14 261—85

Таблица 2.4.
Классификация горных пород и минералов по абразивности (по Л.И. Барону и А.В. Кузнецову)

Класс абразивности	Характеристика породы по абразивности	Показатель абразивности, мг	Характерные породы, входящие в данный класс
I	Весьма малообразивные	< 5	Известняки, мраморы, мягкие сульфиды без кварца (галенит, сфалерит, пирротин), апатит, каменная соль, глинистые сланцы
II	Малообразивные	5—10	Сульфидные и барито-сульфидные руды, аргиллиты, мягкие сланцы (углистые, глинистые, хлорито-аспидные)
III	Ниже средней абразивности	10—18	Джеспилиты, роговики (рудные и нерудные), кварцево-сульфидные руды, магматические тонкозернистые породы, кварцевые и аркозовые тонкозернистые песчаники, железные руды, окремненные известняки
IV	Средне-абразивные	18—30	Кварцевые и аркозовые мелкозернистые песчаники, диабазы, крупнозернистый пирит, арсенопирит, жильный кварц, кварцево-сульфидные руды, магматические мелкозернистые породы, окварцованные известняки, ждасперонды
V	Выше средней абразивности	30—45	Кварцевые и аркозовые средне- и крупнозернистые песчаннки, плагиограниты, ийолит-уртиты, мелкозернистые граниты и диориты, порфириты, грейзены, лампрофиты, габбро, гнейсы, скарны (рудные и нерудные), березиты, лиственнты
VI	Повышенной абразивности	45—65	Граниты, диориты, гранодиориты, граносиениты, порфириты, нефелиновые сиениты, кератофиры, пироксениты, монцониты, амфиболиты, кварцевые и окварцованные сланцы, гнейсы
VII	Высокоабразивные	65—90	Порфириты, диориты, граниты, гранитоидные нефелиновые сиениты
VIII	В высшей степени абразивные	>90	Корундосодержащие породы

Таблица 2.5.
Классификация горных пород по контактной прочности (по Л.И. Барону и Л.Б. Глатману)

Класс породы по контактной прочиости	Характеристика	Показатель контактной прочности, МПа
I	Слабые	< 300
II		300—400
III	Ниже средней крепости	400—500
IV		500—650
V	Средней крепости	650—900
VI		900—1250
VII	Крепкие	1250—1750
VIII		1750—2450
IX	Очень крепкие	2450—3400
X		3400—4500
XI	Крепчайшие	4500—5600
XII		> 5600

Таблица 2.6.
Единая классификация горных пород по буримости

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
		Станок СБР-160	
I	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лесс рыхлый влажный Песок Супесь рыхлая. Торф и растительный слой без корней	Менее 0,13	
II	Гравий. Суглинок легкий, лессовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью мелкой гальки и щебня		
III	Галька размером 10—40 мм. Глина мягкая жирная. Песчано-глинистые грунты. Дресва. Лесс. Суглинок тяжелый. Щебень различных размеров	0,13	0,27
IV	Галька размером 41—100 мм Глина солонцеватая, моренная Галечно-щебнистые грунты с включением гальки, щебня и валунов. Соли мелко-и среднезернистые Суглинки тяжелые с примесью щебня. Угли весьма мягкие	0,28	0,44
V	Алевролиты глинистые, слабосцементированные. Аргиллиты слабые Конгломераты осадочных пород Марганцевые окисленные руды. Мергель глинистый. Мерзлые породы I-II категорий Песчаники слабосцементированные с песчано-глинистым цементом Угли мягкие Мелкие желваки фосфорита	0,45	0,69
VI	Гипс пористый Доломиты, затронутые выветриванием Железная руда-синька Известняки отальк ованные. Мерзлые породы III-V категорий Меловые породы мягкие. Мергель неизменный. Руды охристо-глинистые с включением желваков бурого железняка до 50 % . Пемза. Сланцы углистые Трепел Угли средней крепости с ясно выраженными плоскостями напластования	0,70	0,97
VII	Алевролиты плотные глинистые Гипс плотный. Глины песчанистые. Доломиты неизменные. Мартитовые руды мягкие Змеевики отальк ованные Известняки мягкие Ил плотный мелководный. Конгломераты слабых осадочных пород с известково-глинистым цементом. Мергель известковистый Опоки тонкозернистые Сильвиниты с прослойками каменной соли Сланцы сильновыветрелые аспидные, хлоритовые, слюдистые Сланцы охристые и углистые с прослойками глины Соль каменная с мергелистыми прослойками и включением ангидрита Солончак плотный. Угли выше средней крепости	0,98	1,33
VIII	Антрациты и другие крепкие угли. Аргиллиты средней плотности Глины отвердевшие. Железные руды мягкие. Змеевики с включением асбеста Колчеданы зоны выщелачивания Карналлит. Ракушечник. Свинцово-цинковые окисленные руды. Сильвиниты мелкокристаллические. Сланцы метаморфизованные хлоритовые, кальцито-хлоритовые, серицитовые, кварцево-серицитовые и серицито-хлоритовые, глинистые, углисто-глинистые, слабые песчанистые. Туфы выветрелые Мерзлые породы VI-VII категорий	1,34	1,75

Продолжение табл. 2.6.

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
IX	Алевролиты песчано-глинистые Антрациты плотные и весьма крепкие вязкие угли Совершенно выветрелые каолинизированные граниты, гранодиориты, диориты Диабазы совершенно выветрелые Выветрелые железные руды пористые, известняки мергелистые Лимониты Мел плотный Песчаники выветрелые каолинизированные и глинистые крупнозернистые Совершенно выветрелые каолинизированные порфириты, сиениты Соль калийная Туфы, затронутые выветриванием	1,76	2,26
X	Апатитовая сахаровидная руда Брекчии рудные Граниты сильновыветрелые Гипсоангидрид Дуниты сильновыветрелые Руды бурожелезняковые оолитовые Змеевики сильновыветрелые Известняки мергелистые средней крепости Конгломераты с глинистым цементом Сланцы глинистые, кристаллические, слюдяные, серицитовые и талькохлоритовые, углистые и горючие Сульфидные брекчиевидные и сульфидно-никелевые руды Фосфориты слабосцементированные желваковые Церуссиговые руды Перидотиты сильновыветрелые Песчаники с глинистым цементом	2,27	2,90
XI	Алевролиты с включением кварца Амфиболиты выветрелые Аргиллиты плотные Березиты выветрелые Бокситы слабо уплотненные Брекчии джаспероидно-кварцевые и роговиковые кварцевые в значительной степени раздробленные Гнейсы биотитовые и пироксеновые разрушенные Сильновыветрелые гранодиориты, диабазы Дуниты выветрелые Руды гематитовые и мартитовые Змеевики выветрелые Известняки крупнозернистые, мраморизованные, доломитизированные Кварциты выветрелые минерализованные Колчеданные руды крупнозернистые Перидотиты выветрелые Песчаники с известковым цементом Роговики выщелаченные железистые Сланцы известково-глинистые, серицитовые, кварцево-серицитовые, амфиболовые, плотные глинистые Сульфидные свинцово-цинковые руды Медно-никелевые руды Туфы альбитофировые Филлиты неокварцованные	2,91	3,39
		Станок СБШ-250 (диаметр долота 243 мм)	
XII	Выветрелые андезиты Апатито-нефелиновая руда Аргиллиты весьма плотные Ангидриты Базальты, затронутые выветриванием Березиты слабовыветрелые Бокситы плотные Выветрелые габбро, гнейсы, граниты, диабазы Диориты выветрелые крупнозернистые Доломиты плотные Дуниты сильно серпентизированные Змеевики неизменные Известняки среднезернистые плотные доломитизированные Кварцево-турмалиновые выветрелые породы и кварцевые жильные породы с преобладанием сульфидов Кварцево-карбонатные породы Кварциты слабовыветрелые минерализованные Медно-колчеданные руды Конгломераты с галькой из изверженных пород с известковым цементом Липариты сильновыветрелые Песчаники аркозовые медистые Полиметаллические руды среднезернистые Порфиры сильновыветрелые кварцевые Роговики пироксен-плагиоклазовые Выветрелые сиениты, скарны Сланцы бескварцевые хлоритовые, хлорито-серицитовые, крепкие глинистые Фосфориты пластовые Слабые хромитовые руды в серпентинитах	3,40	4,00

Продолжение табл. 2.6.

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
XIII	Амфиболиты среднезернистые Андезиты крупнозернистые выветрелые Березиты невыветрелые Габбро крупнозернистые выветрелые Слабовыветрелые граниты, гранодиориты, диабазы Диориты выветрелые среднезернистые Железные руды магнетитовые крупнозернистые и мартитовые плотные Змеевики плотные Известняки мелкозернистые доломитизированные и слабоскарнированные Кварциты крупнозернистые выветрелые Кератофиры оруденелые кварцевые Колчедан медный Липариты выветрелые крупнозернистые Магнезиты мелкокристаллические Мончикиты выветрелые Руды пентландитовые и пирротиновые медноникелевые Песчаники медистые мелкозернистые с известково-кремнистым цементом Пироксениты оруденелые Руды полиметаллические с кварцем Порфиры выветрелые крупнозернистые кварцевые Роговики оруденелые баритоносные Сиениты выветрелые крупнозернистые Сидериты неизменные Руды сульфидные массивные Хромитовые руды в серпентинитах	4,01	4,99
XIV	Андезиты среднезернистые выветрелые Березиты плотные Габбро измененные Крупнозернистые гнейсы, граниты, гранодиориты Джаспероиды дробленые и интенсивно трещиноватые Диабазы крупнозернистые Руды крупнозернистые магнетито-гематитовые Змеевики весьма плотные Известняки тонкозернистые, баритизированные плотные и доломитизированные очень плотные Кварцевые золотоносные жилы с большим содержанием сульфидов Кварциты трещиноватые минерализованные Липариты выветрелые среднезернистые Магнезиты окварцованные Меднопорфировые крупнозернистые руды Опоки кремнистые Пегматиты слюдистые оловосодержащие Перидотиты слабовыветрелые Песчаники плотные среднезернистые Пироксениты измененные Порфиры выветрелые среднезернистые кварцевые Рудовики оруденелые Сиениты среднезернистые Скарны слабовыветрелые Сланцы окварцованные глинистые, углисто-глинистые, хлоритовые, серицитовые, крепкие глинистые, песчанистые, филлиты Сульфидно-магнетитовые руды Титано-магнетитовые руды крупнозернистые Гуфопесчаники Плотные хромитовые руды в серпентинитах	5,00	5,86
XV	Альбитофиры Амфиболиты мелкозернистые Березиты окварцованные золотосодержащие Среднезернистые граниты, гранодиориты Джаспероиды трещиноватые Джеспилиты, затронутые выветриванием Диабазы среднезернистые Доломиты окварцованные Руды рассланцованные магнетитовые, гематитовые и окремнелые бурые железняки Мраморы Кварц жильный трещиноватый Кератофиры неизменные Колчедан окварцованный Конгломераты из галек изверженных пород с кремнистым цементом Руды браунит-псиломелановые Мончикиты, не затронутые выветриванием Пироксениты оловосодержащие Руды полиметаллические мелкозернистые с преобладанием пирита Гранитпорфиры весьма плотные мелкозернистые кварцевые Руды свинцово-цинковые сурьмяные с прожилками кварца Скарны с оруденением Сланцы аспидные Туфы порфировые Туффиты известковые пористые Туфобрекчии альбитофиров Филлиты	5,87	7,11

Таблица 2.6. (окончание)

Категория горных пород	Горная порода	Основное время бурения 1 м скважины (шпура), мин	
		от	до
XVI	Альбитофиры кварцевые Базальты пористые Габбро среднезернистые Габбро-амфиболиты Среднезернистые гнейсы Диориты с включением рудных минералов Дуниты среднезернистые Магнетитовые руды с включением скарновых минералов Известняки сильно окварцованные Кварцево-турмалиновые породы и кварцевые жилы с небольшим содержанием сульфидов Кварциты вторичные и с прослойками железной руды Кварциты мелкозернистые Колчеданы сильно окварцованные Липариты мелкозернистые Руды браунитовые Перидотиты среднезернистые Песчаники среднезернистые Песчаники кремнистые Порфиры среднезернистые кварцевые Порфириты среднезернистые Роговики гидро-гематитовые Сидериты окремненные Скарны гранато-пироксеновые Фосфориты окремненные Хромитовые руды мелкозернистые	7,12	8,32
XVII	Альбитофиры плотные кварцевые Базальты среднезернистые Мелкозернистые габбро, граниты, гранодиориты Грейзены среднезериистые Джаспероиды сильно окремненные Джеспелиты плотные Диабазы мелкозернистые Диориты окварцованные Руды мелкозернистые магнетито-гематитовые Змеевики окремненные Известняки кремнистые Кварц жильный без сульфидов Микрокварциты с сульфидами Колчеданы тонкозернистые, окварцованные Пегматиты слабые Песчаники кремнистые плотные Порфиры очень плотные кварцевые Роговики с кварцево-турмалиновыми прожилками Сиениты плотные и нефелиновые Скарны датолитогеденбергитовые Сланцы кремнистые Трахиты среднезернистые Яшмы плотные	8,33	9,95
XVIII	Андезиты плотные Базальты мелкозернистые Гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые, окварцованные Мелкозернистые диориты Кварцевые брекчии с кварцевым цементом Микрокварциты с прожилками кварца Кератофиры мелкозернистые Песчаники плотные кварцитовидные Сиенит-порфиры Порфиры кварцевые Порфиры мелкозернистые весьма плотные Роговики железистые Сиениты весьма плотные мелкозернистые Скарны мелкозернистые Сланцы яшмовидные кремнистые Титано-магнетитовые руды мелкозернистые Трахиты мелкозернистые весьма плотные Яшмы весьма плотные	9,96	11,64
XIX	Альбитофиры сильноокварцованные мелкозернистые Весьма плотные андезиты, базальты Микрограниты Джеспилиты очень плотные Весьма плотные диабазы, диориты Руды плотные гематитовые, микрокварциты неизмененные Колчеданные мелкозернистые окварцованные брекчиевидные руды Песчаники неизмененные кварцитовидные Порфириты весьма плотные, совершенно не затронутые выветриванием Роговики весьма плотные железистые Скарны окремненные Титано-магнетитовые руды весьма плотные Яшмы неизмененные	11,65	13,55
XX	Неизмененные сливные андезиты, джеспилиты Базальты Железные руды неизмененные гематито-сливные Кварц сливной Кремень Микрокварциты очень плотные сливные Роговики магнетито-рогово-обманковые и магнетитовые Скарны интенсивно окремненные Титано-магнетитовые неизмененные — сливные руды Яшмы в высшей степени плотные — сливные	13,56	16,04

Таблица 2.7.
Классификация горных пород по СНиП—82

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Алевролиты:			
низкой прочности	1500	До 2,6	IV
малопрочные	2200	2,7—3,4	V
Ангидрит прочный	2900	3,5—4,6	VI
Аргиллиты:			
плитчатые, малопрочные	2000	2,7—3,4	V
массивные, средней прочности	2200	3,5—4,6	VI
Бокситы средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
Гипс малопрочный	2200	< 2,6	IV
Глина			
мягкая и тугопластичная без примесей	1800	—	II
то же, с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора до 10 %	1750	—	II
то же, с примесью более 10 %	1900	—	III
полутвердая	1950	—	III
твердая	1950—2150	—	IV
Гравийно-галечные грунты при размере частиц, мм.			
< 80	1750	—	II
> 80	1950	—	III
Грунт растительного слоя.			
без корней и примесей	1200	—	I
с корнями кустарника и деревьев	1200	—	II
с примесью гравия, щебня, строительного мусора до 10 %	1400	—	II
Грунты вечно- и сезонномерзлые моренные, аллювиальные, делю- и пролювиальные отложения:			
растительный слой, торф, заторфованные грунты	1150	—	IV
пески, супеси, суглинки и глина без примесей	1750	—	IV

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Грунты ледникового происхождения (моренные), аллю-, делю- и пролювиальные отложения.			
моренная глина с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	III
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
пески, супеси и моренные суглинки с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	II
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
грунты всех видов с содержанием крупнообломочных включений от 35 до 50 %	2100	—	V
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VI
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VII
пески, супеси, суглинки и глины с примесью гравия, дресвы и щебня до 20 % и валунов до 10 %	1950	—	V
моренные грунты аллювиальные, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений до 35 %	2000	—	V
пески, супеси и моренные суглинки с содержанием крупнообломочных включений до 10 %	1800	—	II
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 10 до 35 %	2000	—	IV
грунты всех видов с содержанием крупнообломочных включений от35 до 50 %	2100	—	V
то же, с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VI
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VII
пески, супеси, суглинки и глины с примесью гравия, гальки, дресвы и щебня до 20 % и валунов до 10 %	1950	—	V
моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений до 35 %	2000	—	V

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
то же, с примесью гравня, гальки, дресвы, щебня, более 20 % и валунов более 10 %, гравийно-галечные и щебенисто-дресвяные грунты, а также моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений от 35 до 50 %	2100	—	IV
Грунты ледникового происхождения (моренные), аллю-, делю- и пролювиальные отложения			
моренные грунты, аллю-, делю- и пролювиальные отложения с содержанием крупнообломочных включений от 50 до 65 %	2300	—	VII
то же, с содержанием крупнообломочных включений более 65 %	2500	—	VIII
Диабаз			
сильновыветрившийся, малопрочный	2600	6,3—8,5	VIII
слабовыветрившийся, прочный	2700	8,6—11,5	IX
не затронутый выветриванием, очень прочный	2800	11,6—15,4	X
Доломит			
мягкий, пористый выветрившийся, средней прочности	2700	3,5—4,6	VI
прочный	2800	4,7—6,2	VII
очень прочный	2900	6,3—8,5	VII
Дресва в коренном залегании (элювий)	2000	2,7—3,4	V
Дресвяный грунт	1800	< 2,6	IV
Змеевик (серпентин)			
выветрившийся, малопрочный	2400	2,7—3,4	V
средней прочности	2500	3,5—4,6	VI
очень прочный	2600	4,7—6,2	VII
Известняк			
выветрившийся, малопрочный	1200	2,7—3,4	V
мергелистый, средней прочности	2300	3,5—4,6	VI
мергелистый, прочный	2700	4,7—6,2	VII
доломитизированный, прочный	2900	6,3—8,5	VIII
окварцованный, очень прочный	3100	8,6—11,5	IX

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Кварцит			
сильновыветрившийся, средней прочности	2500	4,4—6,2	VII
средневыветрившийся, прочный	2600	6,3—8,5	VIII
слабовыветрившийся, очень прочный	2700	8,6—11,5	IX
невыветрившийся, очень прочный	2800	11,6—15,4	X
невыветрившийся, мелкозернистый, очень прочный	3000	15,5 и более	XI
Конгломераты и брекчии			
на глинистом цементе, средней прочности	2100	2,7—3,4	V
на известковом цементе, прочные	2300	3,5—4,6	VI
на кремнистом цементе, прочные	2600	4,7—6,2	VII
то же, очень прочные	2900	6,3—8,5	VIII
Коренные глубинные породы (граниты, гнейсы, диориты, сиениты, габбро и др)			
крупнозернистые, выветрившиеся и дресвяные, малопрочные	2500	2,7—3,4	V
среднезернистые, выветрившиеся, средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
мелкозернистые, выветрившиеся, прочные	2700	4,7—6,2	VII
среднезернистые, выветрившиеся, средней прочности	2600	3,5—4,6	VI
мелкозернистые, выветрившиеся, прочные	2700	4,7—6,2	VII
крупнозернистые, не затронутые выветриванием, прочные	2800	6,3—8,5	VIII
среднезернистые, не затронутые выветриванием, очень прочные	2900	8,6—11,5	IX
мелкозернистые, не затронутые выветриванием,очень прочные	3100	11,6—15,4	X
порфировые, не затронутые выветриванием, очень прочные	3300	15,5 и более	XI
Коренные излившиеся породы (андезиты, базальты, порфириты, трахиты и др)			
сильновыветрившиеся, средней прочности	2600	4,7—6,2	VII
слабовыветрившиеся, прочные	2700	6,3—8,5	VIII
со следами выветривания, очень прочные	2800	8,6—11,5	IX
без следов выветривания, очень прочные	3100	11,6—15,4	X
то же, очень прочные	3300	15,5 и более	XI

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Кремень, очень прочный	3300	15,5 и более	XI
Лесс			
мягкопластичный	1600	—	I
тугопластичный	1800	—	II
твердый	1800	—	III
Мел			
низкой прочности	1550	< 2,6	IV
малопрочный	1800	2,7—3,4	V
Мергель			
низкой прочности	1900	До 2,6	IV
малопрочный	2300	2,7—3,4	V
средней прочности	2500	3,5—4,6	VI
Мрамор прочный	2700	4,7—6,2	VII
Опока	1900	< 2,6	IV
Пемза	1100	2,7—3,4	V
Песок			
без примесей	1600	—	I
то же, с примесью гальки, щебня, гравия или строительного мусора до 10 %	1700	—	II
барханный и дюнный	1600	—	II
Песчаник			
выветрившийся, малопрочный	2200	2,7—3,4	V
глинистый, средней прочности	2300	3,5—4,6	VI
на известковом цементе, прочный	2500	4,7—6,2	VII
на известковом или железистом цементе, прочный	2600	6,3—8,5	VIII
на кварцевом цементе, очень прочный	2700	8,6—11,5	IX
кремнистый, очень прочный	2700	11,6—15,4	X
Ракушечник			
слабосцементированный, низкой прочности	1200	< 2,6	IV
сцементированный, малопрочный	1800	2,7—3,4	V

Продолжение табл. 2.7.

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Сланцы			
выветрившиеся, низкой прочности	2000	< 2,6	IV
глинистые, малопрочные	2600	2,7—3,4	V
средней прочности	2800	3,5—4,6	VI
окварцованные, прочные	2300	4,7—6,2	VII
песчаные, прочные	2500	6,3—8,5	VIII
окремнелые, очень прочные	2600	11,6—15,4	X
кремнистые, очень прочные	2600	> 15,5	XI
Солончак и солонец			
пластичные	1600		II
твердые	1800	< 2,6	IV
Суглинок			
мягкопластичный без примесей	1700	—	I
то же, с примесью гальки, щебня, гравия или строительного мусора до 10 % и тугопластичный без примесей	1700	—	I
мягкопластичный с примесью более 10 %, тугопластичный с примесью до 10 %, а также полутвердый и твердый без примеси и с примесью до 10 %	1750		II
полутвердый и твердый с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора более 10 %	1950	—	III
Супесь пластичная без примесей, твердая без примесей, а также пластичная и твердая с примесью щебня, гальки, гравия или строительного мусора до 10 %	1650	—	I
Торф			
без древесных корней	800—1000	—	I
с древесными корнями толщиной 30 мм	850—1000	—	II
то же, более 30 мм	900—1200	—	II
Трепел			
низкой прочности	1550	< 2,6	IV
малопрочный	1770	2,7—3,4	V
Туф	1100	2,7—3,4	V

Таблица 2.7. (окончание)

Наименование и характеристика горных пород	Средняя плотность горной породы в естественном залегании, кг/м^3	Время чистого бурения 1 м шпура бурильным молотком ПР-30 (ПП54В), мин	Группа грунта или породы по СНиПу
Чернозем			
пластичный	1300	—	I
пластичный с корнями кустарника	1300	—	II
твердый	1200	—	III
Щебень			
при размере частиц до 40 мм	1750	—	II
при размере частиц до 150 мм	1950	—	III
Шлак			
котельный рыхлый	700	—	I
котельный слежавшийся	700	—	II
металлургический выветрившийся	700	—	III
металлургический невыветрившийся	1500	< 2,6	IV

Таблица 2.8.
Классификация горных пород по трудности разрушения (по В.В. Ржевскому)

Класс	Категория	Примеры пород
I Полускальные, плотные и мягкие породы $П_р$=1–5	1—2	Супеси, суглинки, глины, мергель, угли бурые и каменные мягкие и средней крепости, выветрелые аргиллиты, алевролиты
	2—3	Сланцы песчанистые, фосфориты, антрациты и другие крепкие угли, алевролиты плотные, аргиллиты
	3—4	Сульфидные руды, перидотиты серпентизированные, пироксениты, сланцы карбонатно-глинистые, гипсо-ангидриты, глинистые доломиты, сидериты
	4—5	Известняки, глинистые сланцы, порфириты ороговикованные, ангидриты, песчаники с глинистым цементом, габбро-норнты, мартиты пористые
II Легкоразрушаемые скальные породы $П_р$= 5,1–10	5—6	Аргиллиты тонкозернистые весьма плотные, доломиты, апатито-нефелиновая руда, порфириты диабазовые, сланцы песчанистые мраморизованные, песчаники серые
	6—7	Известняки, скарны магнетит-гранатовые, кварциты ожелезненные пористые, габбро-нориты, перидотиты серпентизированные, сиенит-порфиры
	7—8	Порфириты эпидотизированные, базальты, фосфориты, граниты крупно- и среднезернистые, диабазы, пегматиты, скарны, гнейсы и гранодиориты крупнозернистые, сиениты среднезернистые
	8—9	Гнейсы гранат-биотитовые, гранит-порфиры, кварциты железистые полуокисленные, песчаники мелкозернистые, халькопириты, гранито-гнейсы, гранат-магнетитовые скарны, мергель кремнистый, порфириты диабазовые, доломиты оруденелые
	9—10	Магнетитовые руды, роговики оруденелые, пирротины, гранатовые скарны, лабрадориты, песчаники окремнелые, гранат-магнетитовые скарны, базальты пористые

Продолжение табл. 2.8.

Класс	Категория	Примеры пород
III Скальные породы средней трудности разрушения $П_р$=10,1÷15	10—11	Граниты мелкозернистые, гранито-гнейсы, кварциты, диориты, порфириты, долериты, базальты среднезернистые, гранодиориты
	11—12	Железистые кварциты, габбро-диабазы, брекчии роговиково-кварцевые, гнейсы и граниты мелкозернистые, пироксен-гранатовые скарны
	12—13	Габбро, граниты, кварциты железистые, кварцевые порфиры, уртиты, андезиты плотные, песчаники оруденелые, джеспилиты плотные, грейзены
	13—14	Кварциты безрудные, скарны, кварцевые джеспилиты, мелкозернистые габбро, альбитофиры плотные, сиенит-порфиры
	14—15	Базальты лабрадоровые, роговики железистые, руды мелкозернистые магнетито-гематитовые
IV Трудноразрушаемые скальные породы $П_р$=15,1÷20	16—18	Скарны сканолитовые, диорит-порфириты, андезитовые порфириты, роговики, сканированные пироксеном, гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые окварцованные
	18—20	Скарны окремненные, диорит-порфириты, скарнированные пироксеном роговики, нефриты, альбитофиры сильно окварцованные мелкозернистые, джеспилиты очень плотные, базальты мелкозернистые, андезиты весьма плотные
V Весьма трудноразрушаемые скальные породы $П_р$=20,1÷25	20—25	Микрокварциты очень плотные сливные, скарны интенсивно окремненные, кварц сливной, неизменные сливные андезиты, джеспилиты, базальты, кремень, микрограниты, железные руды неизмененные гематитосливные

Таблица 2.9.

Значения коэффициента $k_{тр}$, учитывающего трещиноватость горных пород в массиве при определении показателя трудности разрушения породы $П_р$

Категория пород по трещиноватости	Средний размер структурного породного блока, см	Породы и типичные горно-геологические условия	Значения $k_{тр}$
I Чрезвычайно трещиноватые	< 10	Сильновыветрелые осадочные и метаморфические полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 70$ МПа) в зонах интенсивных тектонических нарушений, полускальные и скальные нарушенные породы (после взрывания) в верхней части нижележащего уступа высотой 2—6 м	0,005—0,1
II Сильнотрещиноватые	10—20	Слоистые и сланцевые осадочные и метаморфические полускальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 70$ МПа) и наименее прочные скальные ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 100$ МПа) породы в геосинклинальных областях	0,2—0,3
	20—50	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 70$ МПа), магматические и метаморфические скальные породы средней прочности ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р$ = 100–150 МПа) в зонах сильных тектонических нарушений	0,4—0,5
III Среднетрещиноватые	50—70	Слоистые и сланцеватые осадочные и метаморфические полускальные и скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 100$ МПа) в платформенных областях, массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 70$ МПа) в зонах умеренной тектонической деятельности	0,6—0,7
	70—100	Массивные осадочные полускальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р < 70$ МПа) в платформенных областях, магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р$ = 100–150 МПа) в зонах умеренной тектоники	0,7—0,8

Таблица 2.9 (окончание)

Категория пород по трещиноватости	Средний размер структурного породного блока, см	Породы и типичные горно-геологические условия	Значения $k_{тр}$
IV. Малотрещиноватые	100-120	Скальные осадочные, метаморфические и магматические породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р \approx 100 \div 150$ МПа) в платформенных областях	0,8—0,9
	120—150	Магматические, метаморфические и осадочные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р \approx 150 \div 200$ МПа) в платформенных областях; периферийные части эффузивов	0,9—0,95
V. Практически монолитные	> 150	Магматические и метаморфизованные скальные породы ($\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_р \geq 200 \div 250$ МПа) в платформенных областях; центральные части молодых эффузивов; исключительно крупноблочные песчаники и известняки	0,95—1,0
Примечание. У раздельнозернистых пород типа песков значение $k_{тр}$ близко к нулю.			

Таблица 2.10.
Классификация горных пород по буримости (по В. В. Ржевскому)

Класс	Категория	Примеры пород
I. Легкобуримые $П_б$=1÷5	1—2	Глина сланцеватая, галечно-щебенистые породы, марганцевые окисленные руды, мергель глинистый, угли мягкие, мерзлые песок, супесь, торф
	2—3	Алевролиты и аргиллиты слабосцементированные, выветрелые доломиты, известняки отталкованные, сланцы углистые, гипс пористый, песчаники слабосцементированные песчано-глинистым цементом, мерзлые тяжелые суглинки, жирные глины, дресва и породы категории 1
	3—4	Алевролиты плотные глинистые, гипс плотный, доломиты неизменные, мартитовые и другие железные руды мягкие, змеевики отталкованные, известняки мягкие, ракушечник, глины отвердевшие, угли выше средней крепости, мерзлые породы категории 2
	4—5	Аргиллиты средней плотности, алевролиты песчано-глинистые, антрациты и другие крепкие угли, колчеданы зоны выщелачивания, свинцово-цинковые окисленные руды, совершенно выветрелые каолинизированные граниты, гранодиориты, диориты, мерзлые породы категории 3
II Средией трудности бурения $П_а$=6÷10	5—6	Гипсоангидрит, руды бурожелезняковые оолитовые, песчаники с глинистым цементом, брекчии рудные, апатит сахаровидный, аргиллиты плотные, алевролиты с кварцевыми включениями, бокситы слабоуплотненные, сильновыветрелые граниты, дуниты, амфиболиты
	6—7	Доломиты плотные, аргиллиты весьма плотные, ангидриды, руды гематитовые и мартитовые, сульфидные свинцово-цинковые и медно-никелевые руды, выветрелые андезиты, апатито-нефелиновая руда
	7—8	Амфиболиты среднезернистые, кварцево-карбонатные породы, фосфориты пластовые, песчаники аркозовые медные, андезиты крупнозернистые выветрелые
	8—9	Габбро измененные, скарны выветрелые, колчедан медный, березиты плотные, андезиты плотные, андезиты среднезернистые выветрелые
	9—10	Крупнозернистые гнейсы, граниты, гранодиориты, диабазы, сиениты среднезернистые, змеевики плотные

Таблица 2.10. (окончание)

Класс	Категория	Примеры пород
III Труднобуримые $П_6$=11÷15	11—12	Среднезернистые граниты и гранодиориты, амфиболиты мелкозернистые, альбитофиры неизмененные, мрамор, сланцы аспидные
	12—13	Доломиты и березиты окварцованные, песчаники мелкозернистые с известковым цементом, альбитофиры кварцевые, габбро-амфиболиты
	14—15	Базальты пористые, габбро и гнейсы среднезернистые, песчаники кремнистые, фосфориты окремненные, известняки кремнистые, кварциты мелкозернистые
IV Весьма труднобуримые $П_6$=16-20	16—17	Базальты среднезернистые, мелкозернистые габбро, граниты, гранодиориты, альбитофиры плотные кварцевые, джеспилиты плотные, грейзены среднезернистые, микрокварциты с сульфидами
	18—20	Роговики железистые, диориты мелкозернистые, андезиты плотные, гнейсы плотные, гнейсы биотитовые, биотитгранатовые и пироксеновые окварцованные, базальты мелкозернистые, железистые руды мелкозернистые магнетито-гематитовые
V Исключительно труднобуримые $П_6$=21-22	21—22	Скарны окремненные, микрограниты, альбитофиры сильноокварцованные мелкозернистые, весьма плотные андезиты, базальты, диабазы и диориты, джеспилиты очень плотные
	23—25	Кремень, кварц сливной, микрокварциты очень плотные сливные, скарны интенсивно окремненные, неизмененные сливные андезиты, джеспилиты, базальты, железные руды неизмененные гематитосливные, яшмы наиболее плотные

Предел прочности при сдвиге $\sigma_{сдв}$ крепких пород определяется редко. Приблизительное его значение можно рассчитывать по формуле

$$\sigma_{сдв} = 0{,}5\sqrt{\sigma_{сж}\sigma_{р}}\ .$$

При выборе взрывчатого вещества (ВВ), диаметра скважин, расстояния между ними, размера заряда кроме прочности при растяжении и сжатии важны показатели вязкости горных пород (табл. 2.11), их трещиноватости (табл. 2.12), акустической жесткости и плотности, определяющие энергоемкость взрывного разрушения (табл. 2.13).

Трудность экскавации также зависит от ряда характеристик подготовленного для этой цели массива. К ним относятся степень дробления, плотность породы, состояние массива (талые, мерзлые и т.п.), интегрально определяющие сопротивление черпанию и трудность разработки массива (табл. 2.14, 2.15). Интенсивность изнашивания зубьев экскаватора связана с абразивностью горных пород. Высокие ее значения приводят к быстрому изнашиванию элементов транспортных средств и дробильных агрегатов.

Устойчивость бортов карьеров и уступов (табл. 2.16) определяется величинами сцепления и угла внутреннего трения в монолите и по поверхностям ослабления (трещины, контакты слоев). Здесь особенно важно знать ослабляющее влияние трещиноватости.

По данным Г. Л. Фисенко для поверхностей, не совпадающих с поверхностями ослабления, по результатам натурных испытаний установлена зависимость между сцеплением в образце и в массиве породы:

$$C_{м} = \frac{C}{1 + a\ln H/l}\ ,$$

где $C_{м}$ и C — сцепление соответственно в массиве и образце; a — коэффициент, зависящий от прочности породы в образце и от характеристики трещиноватости (табл. 2.17); H/l — отношение высоты борта к среднему размеру элементарных блоков.

Углы внутреннего трения (градус) горных пород различного литологического наименования (по Г. Л. Фисенко) приведены ниже

Таблица 2.11

Классификация горных пород по реологическим свойствам (по Б.М. Усаченко, К.П. Шкуриной, Г.Н. Фаламову)

Класс ползучести	Горная порода	Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову	Реологические показатели			Степень ползучести
			χ/β	a, %	η, Па с	
I	Известняки, песчаники, песчаные сланцы, алевролиты на карбонатном и кремнисто-карбонатном цементе	> 10	< 0,16	< 20	10^{19}—10^{20}	Весьма слабая
II	Песчаники, песчанистые сланцы и алевролиты, аргиллиты на кремнисто-глинистом, глинисто-карбонатном цементе	5—10	0,16—0,25	20—30	10^{18}—10^{19}	Слабая
III	Песчаники, песчано глинистые и глинистые сланцы, алевролиты на слюдисто-карбонатно глинистом и слюдисто-глинистом цементе, аргиллиты	3—5	0,25—0,4	30—60	10^{17}—10^{18}	Средняя
IV	Выветрелые песчаники, песчано-глинистые сланцы, глинистые и углисто-глинистые сланцы, алевролиты на глинистом цементе, аргиллиты	1,5—3	0,4—0,63	60—150	10^{15}—10^{17}	Сильная
V	Глинистые сланцы, "кучерявчики", аргиллиты, уплотненные глины	< 1,5	0,63—1,0	> 150	10^{14}—10^{15}	Весьма сильная

Примечание. χ и β — реологические параметры горных пород, $a = \frac{\varepsilon_t - \varepsilon_0}{\varepsilon_0}$, ε_t — деформация на конечный момент времени t, ε_0 — упругая деформация, η — эффективная вязкость

Скальные и полускальные породы

Кварцевые порфириты, сиениты, гранодиорит порфиры, вторичные кварциты, песчаники 35—37

Бурый уголь 36

Известняки, метаморфические кристаллические сланцы, порфириты, серпентиниты, алевролиты 31—33

Выветрелые и каолинизированные гранодиориты, сиениты, диориты, гранодиорит-порфиры 30—31

Филлиты, глинистые сланцы, габбро-диабазы, аргиллиты 26—27

Несвязные и глинистые породы

Щебень 40

Гравий и галька 38

Пески кварцевые и полевошпатовые
- крупнозернистые 36
- среднезернистые 34
- мелкозернистые 32

Пески слюдистые 28

Глины песчаные гидрослюдистые, опоковые 30—31

Лессовидные суглинки, лессы, красно-бурые глины 26—29

Песчаные каолиновые глины 22—25

Гидрослюдистые жирные глины 20—22

Песчаные слюдистые глины 17—20

Каолиновые жирные глины 16

Монтмориллонитовые глины 10—20

Таблица 2.12.
Категория массивов горных пород по степени трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности)	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель трещиноватости	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм		
				+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	0—0,1	< 10	~ 0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1—0,5	0,1—0,25	10—70	< 30	< 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5—1,0	0,25—0,4	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0—1,5	0,4—0,6	100	80—100	40—100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	> 1,5	0,6—1,0	100	100	100

Таблица 2.13.
Группы пород по трудности взрывания (по Г.П. Демидюку)

Группа породы	Характеристика пород	Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову	Удельная энергоемкость взрывного разрушения $A_р$, МДж/м^3
1	Мягкие	1—2	3,36
2	Средние, легковзрываемые	3—4	4,20
3	Довольно крепкие, средневзрываемые	5—8	4,60
4	Крепкие трудновзрываемые	9—12	5,88
5	Очень крепкне, весьма трудновзрываемые	13—16	7,14
6	В высшей степени крепкие, трудновзрываемые	17—20	7,98

Примечание. Значения $A_р$ приведены для энергии, перешедшей в полную идеальную работу взрыва при r/h=1, где r — радиус открытой воронки взрыва, h — глубина заложения центра заряда (его Л Н С =h)

Таблица 2.14.
Категории горных пород по трудности экскавации (ЕНВ на открытые горные работы, 1989 г.)

Категория породы по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м^3	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
Способ разработки			
Без предварительного рыхления			
I	Горф и растительный грунт с корнями диаметром до 30 мм	1000—1250 (1600)	16—25 (60)
	Плотный растительный грунт с корнями	1400	
	Песок	1500	
	Супесок	1600	
	Песок и растительный грунт со щебнем или галькой	1650	30—100
	Пески глауконитовые, кварцево-полевошпатовые и др	1800—2100	
	Лессовидный суглинок	1600	
	Окисленные марганцево-песчанистые руды	1500	
	Гравий, галька и щебень размером до 40 мм	1750	
	Алевролиты	1500	
II	Бентонитовая глина	1200—1300 (1800)	120 (150)
	Торф и растительный грунт с корнями диаметром свыше 30 мм	1400—1500	125
	Слабые (мягкие) бурые и каменные угли	1150—1450	150
	Контрониты и контронитизированные породы и руды	1600—1800	150
	Мягкий мел	1500—2200	170
	Тяжелый плотный суглинок	1750	160
	Плотная ашаритовая руда	1700	160
	Трепел	1650	150
	Мягкие бурые железняки и мягкие змеевики	1750	160
	Жирная глина и слабые карбонатные марганцевые руды	1800	160
	Дресва изверженных пород, скарнов и мартитовых руд	1800—2200	190
	Лесс с гравием и галькой	1800	170
	Супесок и суглинок с примесью щебня и гальки	1900	180
	Продукты разрушения ультраосновных пород, в том числе слабый скалит	1900	180
	Валунистые охристые руды	1900	180
	Окисленные марганцовые руды	2000	

Продолжение табл. 2.14.

Категория породы по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м^3	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Кварцево-глауконитовые пески с желваками фосфорита	2000—2100	200
С частичным рыхлением — взрыванием			
III	Туф и пемза	1150 (2000)	210 (250)
	Крепкие бурые и каменные угли	1500—1750	170
	Сетчатые змеевики слаборазрушенные	1800—1800	220
	Глинисто-углистые сланцы	1750	220
	Плотная глина	1800	220
	Известняк-ракушечник, разрушенные кристаллические и валунистые известняки	1500—2200	230
	Плотный отвердевший лесс и отвердевший солончак	1800	230
	Рыхлая хромитовая руда, разрушенные дуниты и перидотиты	1800—2400	250
	Мягкий мергель, опоковидный песчаник и слабосцементированный конгломерат	1900	280
	Крупная галька размером до 900 мм чистая или с примесью валунов массой до 10 кг	1950	280
	Крепкий плитчатый аргиллит	1800—2200	200
	Морена с примесью крупных валунов	2000	290
	Плотный мел	2000—2800	290
	Плотные бурые железняки	2000	290
	Сланцевая тяжелая ломовая глина	2000	290
	Бейделлитовые глины и выщелоченные серпентины	1900—2200	290
	Глины и тяжелый суглинок с валунами массой до 50 кг	2000	290
	Глинистый сильнотрещиноватый выветрелый песчаник, выветрелые диабазы	2000	290
	Слабые бокситы	2000	290
	Плотные белые, серые гипсы	2200	
	Крепкие алевролиты	2200	290
	Плотные монолитные карбонатные марганцевые руды	2100—2500	290
	Рыхлые мартитовые руды с прослойками крепких пород	2800—3500	300
	Каменный уголь с прослойками углистых сланцев, глин и "плиты"	1800—2200	280

Продолжение табл. 2.14.

Категория породы по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м^3	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Брекчиевидная баритовая руда	2500	280
	Сильно ожелезненные и окремненные сланцы	2060—2150	
Со сплошным рыхлением — взрыванием			
IV	Фосфоритная плита	2350 (2500)	310 (325)
	Крепкие бокситы	2500	320
	Андезиты	2300—2400	—
	Крепкие магнетитовые скарны	2500	320
	Крепкие песчаники на кремнистом, известковом и кварцевом цементе	2300—2500	320
	Окварцованные монцониты, змеевики и серпентиниты	2500-2700	330
	Массивный аргиллит	2100—2300	300
	Крепкие роговообманковые, хлоритовые и талькохлоритовые сланцы	2500—2900	340
	Крепкие мраморизованные известняки, плотный доломит	2500—2700	—
	Туфогенные породы, порфириты и кератофиры	2500—2700	330
	Крупно- и среднезернистые граниты, габбро, сиениты, диориты, диабазы, гранодиориты	2600—2800	340
	Мартитовые, гидрогематитовые и магнетитовые бедные руды	2850	350
	Уортиты и ийолиты	2900—3000	350
	Сфеновая руда	3100	350
	Медные (порфировые, молибденовые и песчанистые) руды	2500—2800	350
	Плотные железистые роговики	2150—3000	350
	Плотный кристаллический магнетит	2900—3000	350
	Медно-никелевые руды	3000	350
	Свинцово-цинковые руды	2900	350
V	Крепкие мелкозернистые граниты, сиениты, габбро, гранодиориты, дунитовые серпентиниты, габбродиабазы, габбродиориты	3100—3300 (3500)	370 (400)
	Мелкозернистые хромовитые руды и пироксениты	2800—3800	380
	Мелкозернистые крепкие магнетитовые и магнетито-мартитовые руды	3400	380
	Плотные сидерито-мартитовые руды	3500	380

Таблица 2.14. (окончание)

Категория породы по крепости	Петрографическая характеристика пород	Плотность горной массы естественной влажности в целике, кг/м^3	Удельное сопротивление черпанию, кПа (фактическое)
	Джеспилиты	3400—3500	380
	Мелкозернистая магнетито-гематитовая руда	3600—3800	350
	Массивные брекчиевидные колчеданные руды	3600—4200	420
	Магнитные железняки с прослойками скарна	3800—4200	430
	Свинцово-цинково-баритовые руды	3100—4300	420

Таблица 2.15.
Категории горных пород по трудности разработки одноковшовыми экскаваторами

Категория	Горная порода	Коэффициент трудности разработки
I	Сыпучие пески, легкие супески, легкий растительный грунт	1,0
II	Песчанистые суглинки, легкий гравий, рыхлый лесс, растительная земля с кориями кустарников	1,3
III	Глины, суглинки, средний гравий, средней плотности лесс, растительная земля с корнями деревьев	1,7
IV	Тяжелые глины, суглинки и лесс, сухие солончаки, крепкий гравий, трепел, мел, металлургические шлаки, сцементированный мусор	2,6
V	Слабые каменные породы	5,3

Таблица 2.16.
Классификация горных пород по их устойчивости в бортах карьеров (по Г.Л. Фисенко)

Категория породы	Общая характеристика	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 ρ' 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 ρ и C и по поверхностям ослабления ρ' и C', элементы залегания поверхностей ослабления, характер и интенсивность трещиноватости

Таблица 2.16. (окончание)

Категория породы	Общая характеристика	Основные представители пород данной группы	Основные показатели устойчивости откосов
III — слабые (глинистые)	$\sigma_{сж} < 8$ МПа, набухают, пластичные, интенсивно выветриваются и осыпаются, оползают	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические, а так же выветрелые разности осадочных пород II группы, все разновидности глин, супесей и суглинков, глинистые пески и галечники, мел, лесс, делювиальные и моренные отложения	Характеристики ρ, C, ρ' 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, ρ и ρ' — углы внутреннего трения соответственно в образце и породы по поверхности ослабления; C и C' — сцепление породы соответственно в образце и по поверхности ослабления			

Таблица 2.17.
Коэффициенты a для различных пород

Группа породы	Порода и характер ее трещиноватости	Сцепление в образце, МПа	Коэффициент a
III	Слабоуплотненные и слаботрещиноватые песчано-глинистые отложения, сильновыветрелые полностью каолинизированные изверженные	0,4—0,9	0,5
	Уплотненные песчано-глинистые в основном с нормальносекущей трещиноватостью	1,0—2,0	2
II	Сильнокаолинизированные изверженные	3,0—8,0	2
	Уплотненные песчано-глинистые с развитой кососекущей трещиноватостью; каолинизированные изверженные	3,0—8,0	3
	Средней крепости слоистые, преимущественно с нормальносекущей трещиноватостью	10,0—15,0 15,0—17,0 17,0—20,0	3 4 5
I	Крепкие, преимущественно с нормально секущей трещиноватостью	20,0—30,0 > 30,0	6 7
	Крепкие изверженные с развитой кососекущей трещиноватостью	> 20,0	10

2.3. Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям

Классы горных пород по прочностным свойствам, категории буримости и группы по СНиПу сравнивались с коэффициентами крепости шкалы проф. М М Протодьяконова (табл 2.18), как наиболее широко используемой в практической деятельности горных предприятий стран СНГ.

Надежные корреляционные связи между различными классификационными признаками горных пород отсутствуют, поэтому даются лишь приближенные сравнения. Наиболее тщательно взаимосвязи устанавливались между коэффициентами крепости по проф. М. М. Протодьяконову и пределом прочности горной породы при одноосном сжатии. Со ссылкой на М М Протодьяконова часто использовалась формула

$$f = \sigma_{сж}/10,$$

где f — коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову; $\sigma_{сж}$ — предел прочности при одноосном сжатии, МПа

Однако в последующие годы вследствие совершенствования методов определения и технологии изготовления испытываемых образцов получены более высокие и точные данные о прочности горных пород Поэтому после тщательного анализа Л И Барон предложил следующее соотношение

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{30} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{3}},$$

которое и было использовано при сравнении коэффициентов крепости с пределами прочности в сопоставительной табл. 2.18.

Таблица 2.18.
Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям

Категория	Степень крепости	Горная порода	Коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову (см. табл. 2.1)
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы Кварцевый порфир, очень крепкии гранит, кремнистый 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	"	Известняки (крепкие) Некрепкий гранит Крепкие песчаники Крепкий мрамор Доломит Колчедан	8
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник Железные руды	6
IVa	"	Песчанистые сланцы Сланцевые песчаники	5
V	Средние	Крепкий глинистый сланец Некрепкие песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	"	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, сцементированные галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	"	Щебенистый грунт Разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие	Глина (плотная), мягкии каменный уголь, крепкий нанос — глинистый грунт	1,0
VIIa	"	Легкая песчанистая глина, лесс, 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 лесс, другие разжиженные грунты	0,3

Продолжение табл. 2.18.

Предел прочности, МПа		Контактная прочность, МПа (см. табл. 2.5)	Категория пород по единой классификации (см. табл. 2.6)	Группа пород по СНиП—82 (см. табл. 2.7)
при одноосном сжатии (см. табл. 2.2)	при одноосном растяжении (см. табл. 2.3)			
> 270	> 40	> 5600	XX	XI
		4500—5600	XIX	
			XVIII	X
			XVII	
180—270	27—40	3400—4500		
		2450—3400	XVI	
120—180			XV	IX
	18—27	1750—2450		
80—120		1250—1750	XIV	VIII
	12—18		XIII	
			XII	VII
52—80	8—12	900—1250		VI
			XI	
35—52	5,2—8,0	650—900	X	
			IX	
23—35	3,5—5,2	500—650		
		400—500		V
15—23	2,3—3,5	300—400	VIII	
	1,5—2,,3		VII	
10—15	1,0—1,5	< 300	VI	IV
6—10	0,6—1,0			
	0,4—0,6		V	
4—6				
	< 0,4		IV	
< 4			III	III
			II	
			I	
				II
				I

Список литературы

1. Горная энциклопедия в 5-ти томах. Том 2. — М : Советская энциклопедия, 1986. — с. 141.

2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. — М : Недра, 1985.

3. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Часть 2. — М.: НИИтруда, 1989.

4. Барон Л.И. Коэффициенты крепости горных пород. — М.: Наука, 1972.

3
Главные параметры карьера

3.1. Границы открытых разработок (предельная глубина)

При выборе способа разработки в практике встречается четыре случая:

1. Целесообразность разработки месторождения открытым способом очевидна (мощные горизонтальные и пологие залежи, расположенные на небольшой глубине от поверхности);

2. Целесообразность разработки месторождения подземным способом очевидна (маломощные залежи, расположенные на большой глубине от поверхности);

3. Разработка месторождения возможна открытым или подземным способом (мощные залежи при большой толще покрывающих вскрышных пород);

4. Возможность применения комбинированной разработки месторождения, т.е. разработки части (как правило, верхней) месторождения открытым способом, а остальной части (глубинной) — подземным способом (залежи полезного ископаемого, выходящие непосредственно на поверхность, и крутые с большой глубиной падения, реже — горизонтальные и пологие, прикрытые небольшой толщей наносов в долине и мощной толщей покрывающих пород в нагорной части).

В первом, втором и третьем случаях вопрос о разграничении способов разработки отсутствует. Однако для оконтуривания карьерных полей (и участков) в первом и третьем случаях необходимо определять граничные коэффициенты вскрыши.

В четвертом случае должны быть установлены границы между открытыми и подземными работами.

Основным критерием при определении границ открытых разработок является граничный коэффициент вскрыши, на основе сравнения которого с другими видами коэффициента вскрыши определяется предельная (конечная) глубина открытых работ и производится оконтуривание карьерных полей. Наибольшее распространение в мировой практике проектирования карьеров получил метод определения конечных границ карьеров, основанный на сравнении граничного и контурного коэффициентов вскрыши.

3.1.1. Виды коэффициента вскрыши

Для оценки пригодности месторождения к разработке открытым способом и определения экономически целесообразной глубины открытых работ, а также для планирования горных работ, расчета требуемого количества горнотранспортного оборудования на период эксплуатации и текущего планирования производственной себестоимости полезного ископаемого служит коэффициент вскрыши.

Под коэффициентом вскрыши k понимают количество вскрышных пород, исчисляемое на единицу полезного ископаемого при разработке открытым способом. Коэффициент вскрыши носит название весового, если вскрышные породы и полезное ископаемое измеряются в тоннах (т/т), и объемного, если они измеряются в кубических метрах ($м^3/м^3$). Коэффициент вскрыши измеряют также отношением объема вскрышных пород к 1 т полезного ископаемого ($м^3/т$).

В производственной практике, исследованиях и проектировании находят при-

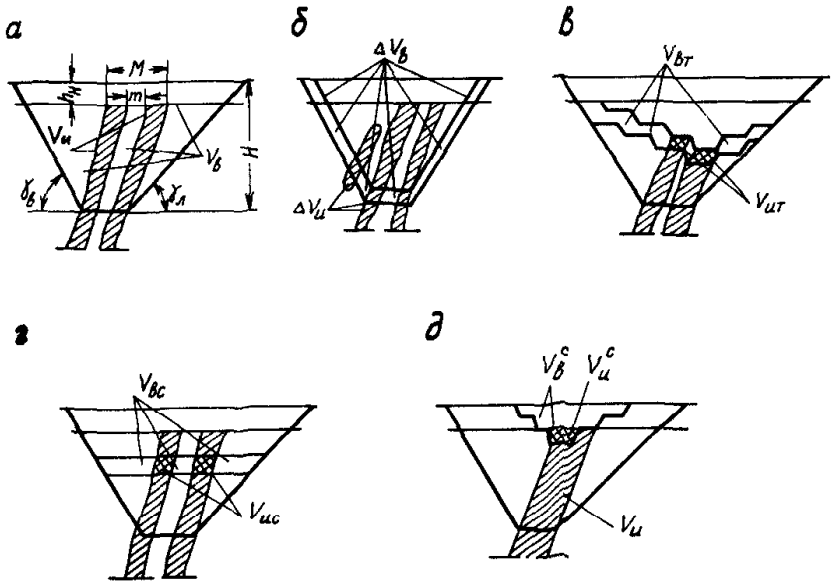


Рис. 3.1. Схема к расчету коэффициента вскрыши:

а — среднего; б — контурного; в — текущего; г — слоевого; д — эксплуатационного и первоначального

менение все три вида измерений коэффициента вскрыши.

Различают следующие виды коэффициента вскрыши: граничный, средний, контурный, текущий, слоевой, эксплуатационный, первоначальный и плановый.

Граничный коэффициент вскрыши — максимально допустимый по условию экономичности открытых разработок коэффициент вскрыши. По величине он соответствует объему вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условию экономичности открытых горных работ. Граничный коэффициент вскрыши называют еще предельным, допустимым, экономически допустимым и иногда критическим, экономическим, расчетным и т.п.

По величине граничного коэффициента $k_{гр}$ вскрыши устанавливают границы открытых горных работ.

Средний коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород ($м^3$) в конечных контурах карьера или его участка к объему полезного ископаемого ($м^3$) в этих же контурах или на этом же участке (рис. 3.1, *а*),

$$k_{ср} = V_в / V_и,$$

где $V_в$ и $V_и$ — общий объем соответственно вскрышных пород и полезного ископаемого в конечных контурах карьера (или его участка), $м^3$.

Если значения $V_в$ и $V_и$ получены по материалам геолого-разведочных работ, то $k_{ср}$ называют *геологическим*.

В проектной практике рассчитывают действительные значения $V_в$ в конечных контурах карьера и $V_и$ за вычетом потерь; в этом случае $k_{ср}$ называют также *промышленным*.

Контурный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород ($м^3$), прирезаемых к карьеру при увеличении глубины его в процессе проектирования на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого ($м^3$) в этом слое (уступе),

$$k_к = \Delta V_в / \Delta V_и,$$

где $\Delta V_в$ и $\Delta V_и$ — объем соответственно вскрышных пород и полезного ископаемого, прирезаемый к карьеру при увеличении его конечной глубины, $м^3$.

При проектировании или исследовании контуры карьера расширяются обычно слоями, равными или кратными высоте уступа. В связи с этим контурный коэф-

фициент вскрыши часто называют погоризонтным, пригоризонтным и иногда слоевым, горизонтальным. В проектной практике нередко пользуются линейными показателями контурного коэффициента вскрыши, определяемыми на каждом геологическом разрезе. В этом случае контурный коэффициент вскрыши называют линейным контурным.

Для наклонных и крутых залежей увеличение глубины карьера вызывает расширение его контуров по всем бортам (рис. 3.1, *б*); для горизонтальных и пологих залежей объемы $\Delta V_в$ и $\Delta V_и$ прирезаются за счет увеличения размеров карьера в плане или только по отдельным бортам.

Величина контурного коэффициента вскрыши существенно зависит, в первую очередь, от глубины карьера, а также горизонтальной мощности залежи, ее угла падения, простирания залежи в пределах рассматриваемой глубины, угла наклона бортов карьера, рельефа поверхности карьерного поля. При этом с увеличением глубины разработок коэффициент $k_к$, как правило, возрастает и на конечной глубине карьера, приравнивается к значению $k_{гр}$.

Согласно формуле акад. К.Н. Трубецкого, $k_к$ рассчитывается с учетом разноса торцовых бортов карьера, включений пустых пород внутри полезного ископаемого с помощью простых линейных измерений на геологических разрезах с достаточной для установления границ карьера точностью (при достаточной разведанности месторождения и точности выбора углов наклона бортов карьера):

$$k_к = \frac{2H\operatorname{ctg}\beta(2H\operatorname{ctg}\beta + L + M)}{Lm_1} + \frac{m_2}{m_1},$$

где H — исследуемая глубина карьера, м; L — простирание месторождения, соответствующее исследуемой глубине карьера, 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; β — средний результирующий угол наклона бортов карьера, градус.

Текущий коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород ($м^3$), 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 ($м^3$) (рис. 3.1, *в*), $k_{тек} = V_{в\,т}/V_{и\,т}$.

Текущий коэффициент вскрыши характеризует принятый порядок развития горных работ на действующем или проектируемом предприятии по месяцам, кварталам и годам, а также служит основанием для планирования производственной себестоимости полезного испокаемого.

Слоевой коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород ($м^3$) в границах горизонтального слоя карьера к объему полезного ископаемого ($м^3$) в этом же слое (рис. 3.1, *г*), $k_{сл} = V_{в\,сл}/V_{и\,сл}$.

Слой представляет собой часть объема горной массы между двумя смежными горизонтами работ в конечных контурах карьера. Обычно высоту слоя принимают равной высоте уступа.

Эксплуатационный коэффициент вскрыши — расчетное отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за определенный период эксплуатационных работ в карьере или на его участке (рис. 3.1, *д*). Если учесть объемы за весь период эксплуатации карьера, то этому соответствует *средний эксплуатационный* коэффициент вкрыши.

$$k_{эк} = \frac{V_в - V_в^c}{V_и - V_и^c},$$

где $V_в^c$ — объем вскрышных пород, перемещенных в отвал за период строительства карьера; $V_и^c$ — объем полезного ископаемого, добытого за период строительства карьера.

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши служит критерием для планирования горных работ и расчетов требуемого количества горного и транспортного оборудования на период эксплуатации.

Значения среднего эксплуатационного коэффициента вскрыши резко отличаются от значений среднего коэффициента вскрыши только при ограниченных размерах карьера в плане, большой мощности покрывающих пород, а также при сравнительно больших объемах горно-капитальных работ, связанных с применением специального оборудования (например, транспортно-отвальных мостов).

Первоначальный коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород ($м^3$), вынимаемых за период строительства карьера, к общему объему извлекаемого полезного ископаемого ($м^3$) в конечных контурах карьера (см. рис 3.1, *д*), $k_{пер} = V_в^с / V_и$.

Плановый коэффициент вскрыши $k_{пл}$ используется при текущем планировании объемов вскрышных работ и производственной себестоимости полезного ископаемого $C_{тек}$ (руб.), когда в процессе производства открытых горных работ погашаются затраты на вскрышные работы:

$$C_{тек} = C_{тек}^{и} + k_{пл} C_{тек}^{в},$$

где $C_{тек}^{и}$ — текущая себестоимость добычи единицы полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышные работы), руб.; $C_{тек}^{в}$ — текущая себестоимость единицы вскрышных работ, руб.

Плановый коэффициент вскрыши называют иногда стоимостным. При выполнении запланированных объемов горных работ значения планового коэффициента вскрыши совпадают с значениями текущего коэффициента вскрыши.

3.1.2. Определение граничного коэффициента вскрыши

Широкое применение в практике проектирования получило определение граничного коэффициента по формуле

$$k_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в}, \quad (3.1)$$

где $C_п$ — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого подземным способом, руб/$м^3$; $C_о$ — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на производство вскрышных работ, руб/$м^3$; $C_в$ — себестоимость извлечения и перемещения единицы вскрышных пород, руб/$м^3$.

Выполненные в последние годы многочисленные исследования и опыт проектирования реконструкции дорабатываемых карьеров показывают, что определение границ карьеров с использованием формулы (3.1) приводит, как правило, к необоснованному сокращению области применения открытого способа разработки. Формула (3.1) может использоваться для предварительных (оценочных) или ориентировочных расчетов граничного коэффициента вскрыши.

Согласно формуле акад. В. В. Ржевского, при комплексной разработке месторождения, когда часть вскрышных пород может быть оценена как попутно добываемое полезное ископаемое (например, известняки, мел, глины, пески и др.),

$$k_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в} + \frac{q_п}{q} k_д,$$

где q и $q_п$ — запасы основного и попутного добываемого полезного ископаемого на расчетном горизонте или участке карьера, $м^3$; $k_д$ — допустимый коэффициент вскрыши на попутно добываемое полезное ископаемое (устанавливается из условия независимой его добычи или по отпускным ценам), $м^3/м^3$.

При попутной добыче бедных (некондиционных) руд и их последующей переработке (по В. В. Ржевскому)

$$k_{гр} = \frac{C_п(1 + \frac{q_б r_б}{qr}) - C_о}{C_в},$$

где $q_б$ — попутно добываемые запасы бедной руды на расчетном горизонте или участке карьера, $м^3$; $r_б$ — среднее извлечение концентрата из попутно добываемой ру-

ды, %; r — извлечение концентрата из кондиционной руды, %.

Когда не представляется возможным установить значение $C_п$ для данных условий (например, месторождение целесообразно разрабатывать только открытым способом), тогда допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого, по предложению проф. А. И. Арсентьева, устанавливается на основе оптовой государственной цены на полезное ископаемое (или продукты его переработки)

$$C_д = Ц - \frac{KE_н}{A\left[1 - \frac{1}{(1 + E_н)^{T_н}}\right]},$$

где $C_д$ — допустимая полная себестоимость добычи полезного ископаемого (или производства концентрата, металла, или другого продукта), руб/т; $Ц$ — оптовая цена на полезное ископаемое (или концентрат, металл и т.д.) руб/т; K — капитальные вложения в промышленное строительство предприятия (карьера или комбината), руб; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений; $T_н$ — нормативный срок окупаемости капиталовложений; A — производительность карьера по руде (или комбината по концентрату, металлу или другим продуктам), т/год.

Если известна норма прибыли ε, то определение допустимой себестоимости значительно упрощается:

$$C_д = \frac{Ц}{1 + \varepsilon}.$$

Согласно формуле проф. П. Э. Зуркова, при различных уровнях потерь и разубоживания полезного ископаемого при подземном и открытом способах разработки

$$k_{гр} = \frac{(C_п - Ц_и)k_п l_п - (C_о - Ц_и)k_о l_о}{C_в k_о l_о},$$

где $Ц_и$ — отпускная цена полезного ископаемого, руб/м^3; $l_о$ и $l_п$ — коэффициент разубоживания полезного ископаемого соответственно при открытой и подземной разработке; $k_о$ и $k_п$ — коэффициенты извлечения полезного ископаемого при открытой и подземной разработке.

Для установления целесообразности повторной разработки открытым способом отдельных участков, отработанных ранее подземным способом, известна формула проф. Б. П. Юматова:

$$k_{гр} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \varepsilon_i K_i Ц_i 10^{-2} - \left(\frac{C_о}{\gamma_р} + C_{ор} + \sum_{i=1}^{n} \gamma_{к_i} C_{к_i}\right)}{C_в} \gamma_р,$$

где n — число извлекаемых из руды компонентов; ε_i — содержание данного компонента в руде %; K_i — суммарное извлечение данного компонента при обогащении и металлургической переработке, %; $Ц_i$ — цена металла данного компонента, руб/т; $\gamma_р$ — плотность руды, т/м^3; $\gamma_{к_i}$ — выход концентрата данного компонента из руды, доли единицы; $C_{ор}$ — затраты на обогащение руды, руб/т; $C_{к_i}$ — себестоимость металлургической переработки концентрата данного компонента, руб/т.

Для месторождений нагорного типа, когда стоимостные показатели могут быть приняты неизменными с глубиной разработки, акад. К. Н. Трубецкой предложил формулу

$$k_{гр} = \frac{(C_п + E_н K_п) - (C_о + E_н K_о)}{C_в + E_н K_в},$$

где $K_п$ — удельные капитальные затраты на единицу годовой производительности по полезному ископаемому при подземном способе, руб/м^3; $K_о$ — удельные капитальные затраты на производство добычных работ при открытом способе разработки, руб/м^3; $K_в$ — удельные капитальные затраты на производство вскрышных работ, отнесенные к производительности карьера по вскрыше, руб/м^3.

При существенной разнице в основных технико-экономических показателях переработки на обогатительных фабриках (выход концентрата, себестоимость и

удельные капиталовложения) полезного ископаемого, добытого открытым и подземным способами институт Гипроруда определяет $k_{гр}$ по формуле:

$$k_{гр} = \frac{\frac{\gamma_о}{\gamma_п}(C_п + E_н K_п + P_п + E_н K_р') - (C_о + E_н K_о + P_о + E_н K_р'')}{C_в + E_н K_в},$$

где $\gamma_о$ и $\gamma_п$ — выход концентрата при переработке полезного ископаемого, добытого соответственно открытым и подземным способами, %; $P_п$ и $P_о$ — себестоимости обогатительного передела единицы полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м^3; $K_р'$ и $K_р''$ — удельные капитальные затраты по обогатительному переделу единицы полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м^3.

Согласно формуле акад. К. Н. Трубецкого, с учетом влияния на граничный коэффициент вскрыши различных технико-экономических показателей открытых и подземных работ:

$$k_{гр} = \frac{\frac{\gamma_о}{\gamma_п}(C_п' + C_{вод}' + C_{под} + C_{вен} + E_н K_п + P_п + E_н K_р') - (C_о' + C_{тр}' + C_{вод}'' + C_{пр} + E_н K_о + P_о + E_н K_р'')}{C_в'' + C_{тр}'' + E_н K_в} +$$

$$+ \frac{(C_з' + C_р') - (C_з'' + C_р'')}{C_в'' + C_{тр}'' + E_н K_в}. \qquad (3.2)$$

где $C_п'$ — неизменные с глубиной эксплуатационные расходы (себестоимость рыхления, погрузки и др.) на добычу единицы полезного ископаемого подземным способом, руб/м^3; $C_{вод}'$ и $C_{вод}''$ — расходы на водоотлив соответственно на подземных и открытых работах в зависимости от глубины разработки, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м^3; $C_{под}$ — себестоимость доставки единицы полезного ископаемого на обогатительную фабрику из рудника (шахты) в зависимости от глубины разработки, руб/м^3; $C_{вен}$ — расходы на вентиляцию рудника в зависимости от глубины разработки, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м^3; $C_о'$ и $C_в''$ — неизменные с глубиной расходы (себестоимость рыхления, экскавации, отвалообразования и др.) соответственно на единицу полезного ископаемого и вскрышных пород при открытом способе работ, руб/м^3; $C_{тр}'$ и $C_{тр}''$ — соответственно себестоимость транспортирования единицы полезного ископаемого на обогатительную фабрику и вскрышных пород в отвалы в зависимости от глубины карьера и применяемого вида карьерного транспорта, руб/м^3; $C_{пр}$ — расходы на проветривание в зависимости от глубины карьера, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м^3; $P_п$ и $P_о$ — себестоимость обогащения полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м^3; $K_р'$ и $K_р''$ — удельные капитальные затраты на обогащение полезного ископаемого, добытого соответственно подземным и открытым способами, руб/м^3; $C_з'$ и $C_з''$ — плата за землю, занимаемую соответственно под подземные и открытые горные работы, отнесенная к единице полезного ископаемого, руб/м^3; $C_р'$ и $C_р''$ — затраты на восстановление и рекультивацию нарушенной соответственно подземными и открытыми

работами поверхности, отнесенные к единице полезного ископаемого, руб/м^3.

Для условий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых, по предложению д-ра техн. наук В. Г. Шитарева и канд. техн. наук О. Н. Салманова,

$$k_{гр} = \frac{З_{д.доп(б)} + \Delta З_{д.доп(п)} - З_{д(б)} - \Delta З_{д(п)}}{З_в},$$

где $З_{д.доп(б)}$ и $З_{д(б)}$ — соответственно предельно допустимые и необходимые (без погашения вскрышных работ) затраты на добычу открытым способом единицы (т) полезного ископаемого, принятого за базовое, руб/т; $\Delta З_{д.доп(п)}$ и $\Delta З_{д(п)}$ — установленные в расчете на единицу (т) базового полезного ископаемого соответственно предельно допустимые и необходимые дополнительные затраты на добычу всех минерально-сырьевых ресурсов, кроме затрат на добычу базового полезного ископаемого руб/т; $З_в$ — затраты на выполнение единицы (м^3) горно-подготовительных (вскрышных) работ, руб/м^3.

Показатель $З_{д.доп(б)}$ рассчитывается как разность между ценностью конечной продукции, получаемой из 1 т добываемого полезного ископаемого и определяемой на основе действующих цен, и затратами, необходимыми на ее получение в процессе переработки минерального сырья. Численное значение показателя $\Delta З_{д.доп(п)}$ определяется как разность между суммарной ценностью всех видов попутной продукции и затратами на их получение в цикле переработки добываемых разновидностей минерального сырья, отнесенная к 1 т базового полезного ископаемого.

Установление граничного коэффициента вскрыши и границ карьера предполагает использование метода последовательного приближения, когда первоначально установленные ориентировочные значения параметров уточняются итеративным расчетом и переоконтуриванием карьера до получения результата с заданной точностью.

3.1.3. Определение глубины карьера в простых природных условиях

При проектировании разработки однородных пластовых полезных ископаемых с выдержанными элементами залегания, когда поверхность карьерного поля принимается за равнину, а отметки дна карьера (или исследуемого участка) одинаковыми, задача определения глубины карьера легко решается аналитическими методами. Их можно также использовать на первоначальных этапах проектирования карьера, когда требуется определение ориентировочной конечной глубины карьера.

При значительной мощности наносов необходимо учитывать разницу в затратах на разработку коренных пород и наносов, что может быть учтено через граничный коэффициент вскрыши или расчетным способом, предложенным проф. П. И. Городецким. Расчетная формула глубины (м) карьера с учетом сокращения расходов на разработку наносов в этом случае

$$H = \frac{k_{из} k_{гр} M}{\operatorname{ctg}\beta_в + \operatorname{ctg}\beta_л} + \frac{C_в - C_н}{C_в} h_н,$$

где $k_{из} = 0{,}95 \div 0{,}97$ — коэффициент извлечения руды из слоя; M — горизонтальная мощность залежи, м; $\beta_в$ и $\beta_л$ — углы откоса бортов карьера соответственно со стороны висячего и лежачего боков залежи, градус; $C_в$ и $C_н$ — затраты на производство вскрышных работ соответственно по коренным породам и наносам, руб/м^3; $h_н$ — мощность наносов, м.

Согласно упрощенной расчетной формуле проф. Б. П. Боголюбова, учитывающей только горизонтальную мощность залежи, углы откосов бортов карьера и величину граничного коэффициента вскрыши, глубина карьера (м)

$$H = \frac{k_{из} M k_{гр}}{ctg\beta_в + ctg\beta_л}.$$

По данной формуле определена проектная глубина Ковдорского, Каражальского и многих других карьеров.

Для пологих месторождений, когда разнос лежачего бока залежи не производится, под величиной $\beta_л$ понимается угол падения залежи.

Если углы откосов бортов принять равными (что возможно при разработке наклонных и крутых залежей), то приведенная выше формула еще более упрощается; она известна в практике проектирования как формула проф Б. П. Боголюбова:

$$H = 0{,}5k_{из}\, M k_{гр} \operatorname{tg}\beta$$

Обычно при разработке наклонных и крутых залежей выемка полезного ископаемого осуществляется на дополнительную глубину ниже установленной границы карьера без разноса бортов по вскрышным породам. Тогда полная глубина (м) карьера

$$H = \frac{M(k_{из}k_{гр} + 1) - D}{\operatorname{ctg}\beta_в + \operatorname{ctg}\beta_л}, \qquad (3.3)$$

где D — минимально возможная ширина дна карьера, м.

Так как приведенными формулами не учитываются объемы вскрыши от разноса торцовых бортов карьера, ими при определении конечной глубины карьера пользуются только при длинных вытянутых по простираиию залежах и относительно небольшой глубине карьера, а также в пределах одного расчетного блока для исследуемого поперечного профиля.

Для относительно коротких залежей в условиях равнинной местности глубина карьера (м) с учетом разноса торцовых бортов карьера определяется по формуле акад. В. В. Ржевского:

$$H = \sqrt{\left(\frac{a}{2b}\right)^2 + \frac{(k_{гр} + 1)S_п - S}{b}} - \frac{a}{2b},$$

где $a = \sum l_x \operatorname{ctg}\gamma_x$;

$b = \pi \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}$;

S — полная площадь дна карьера, м^2; $S_п$ — площадь полезного ископаемого по дну карьера, м^2; l_x — длина участка борта карьера (по дну), м; γ_x — угол откоса борта этого участка, градус; $\gamma_{ср}$ — усредненный угол откоса бортов карьера.

Для крутых и наклонных залежей, когда углы откосов бортов незначительно отличаются один от другого, используют усредненные углы

$$\gamma_{ср} = \frac{\gamma_1 l_1 + \gamma_2 l_2 + \ldots}{l_1 + l_2 + \ldots}.$$

Тогда формула (3.3) принимает вид:

$$H = \operatorname{tg}\gamma_{ср}\left(\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32\kappa_{гр}S_п} - 0{,}16P\right),$$

где P — периметр дна карьера, м.

3.1.4. Определение глубины карьера в сложных природных условиях

Для определения глубины карьера в сложных природных условиях широкое применение в практике проектирования получил метод вариантов, а также графоаналитические методы, поскольку аналитические методы не обеспечивают требуемой точности.

Для определения границ карьера методом вариантов поперечные геологические разрезы по месторождению разделяют по глубине на расчетные горизонты высотой, равной или кратной высоте рабочих уступов (рис. 3.2). Выбирается несколько (обычно не менее двух—четырех) "вероятных" вариантов глубины карьера и соответствующих контуров открытых горных работ, подробный технико-экономический анализ которых позволяет выявить наиболее эффективный вариант. В качестве критерия оценки вариантов обычно принимают условие минимума суммарных затрат на разработку месторождения открытым и подземным способами либо условие максимума экономии от применения открытых горных работ, максимума прибыли, равенства граничного и контурного коэффициентов.

Метод вариантов наиболее точен и полнее учитывает изменение большого

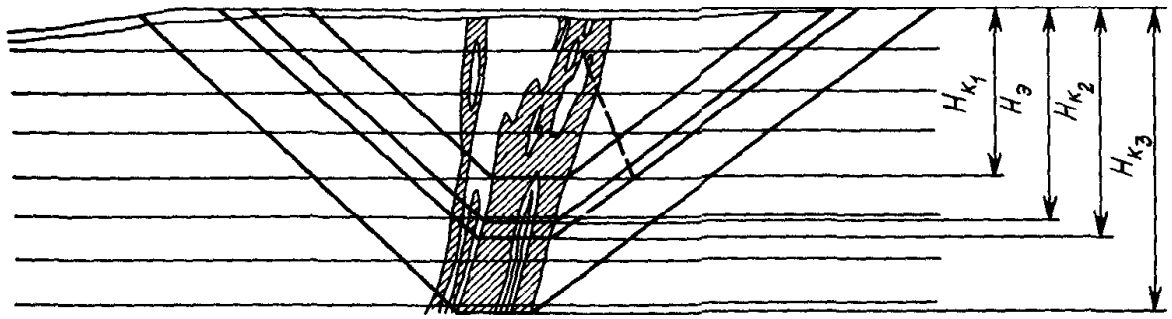


Рис. 3.2. Схема к определению конечной глубины карьера методом вариантов

числа переменных технико-экономических показателей в зависимости от конкретных условий каждого сравниваемого варианта. Однако он наиболее трудоемок.

Применение ЭВМ обеспечивает рассмотрение в допустимые сроки большого числа вариантов и выбора из них оптимального.

Нередко в практике проектирования применяют такой метод. Установив величину граничного коэффициента вскрыши применительно к конкретным условиям, для каждого последовательно рассматриваемого по глубине слоя (горизонта) определяют контурный коэффициент вскрыши. Глубина залегания рассматриваемого слоя, на которой контурный коэффициент вскрыши для этого слоя равен граничному, принимается в качестве конечной глубины карьера.

Конечная глубина карьера для месторождений сложного геологического строения, крутопадающих на большую глубину, месторождений ограниченной протяженности достаточно точно определяется графоаналитическими методами. При этом морфологические и топографические особенности месторождения учитываются обычно графическими построениями, а технико-экономический анализ намеченных вариантов карьера проводится с помощью аналитических зависимостей, увязывающих основные экономические показатели с геометрическими. Иногда отдельные показатели (например, составляющие себестоимость) в зависимости от глубины горных работ определяются аналитическими расчетами, а положение суммарной кривой на графике устанавливается сложением составляющих, как например, в методе определения глубины карьера проф. А. С. Фиделева.

Графоаналитический метод установления границ карьера — определения глубины карьера в сложных горнотехнических и гидрогеологических условиях комбинированной разработки месторождения акад. К. Н. Трубецкого включает выполнение следующих этапов:

1. В соответствии с горнотехническими и климатическими условиями разработки месторождения, установленной (или намечаемой) производительностью и сроком существования карьера принимается основное горнотранспортное оборудование (прогрессивное существующее или перспективное) для открытых работ. Аналогично принимаются для подземной отработки нижней части месторождения система разработки и горнотранспортное оборудование. Все это определяет выбор ориентировочных стоимостных показателей для конкурирующих способов разработки в конкретных условиях.

2. Рассчитывается граничный коэффициент вскрыши по формуле (3.1) и устанавливаются соответствующие ему ориентировочная глубина и контуры открытых работ. Ориентировочная глубина карьера может определяться и из условий равенства граничного и среднего коэффициентов вскрыши.

3. Карьер условно разбивается по глубине на расчетные горизонты (кратные высоте рабочих уступов), что позволяет в дальнейшем определять целесообразные границы перехода с одного на другой более экономичный вид карьерного транспорта и тем самым расширить границы открытых работ.

4. Для рациональных способов вскрытия месторождения и нескольких (при "ручном" счете два—три) "вероятных" вариантов глубины карьера, выбранных для ориентировочного контура, исследуется режим горных работ и определяются годовые объемы полезного ископаемого и вскрыши, объемы горно-капитальных работ, средний, контурный и эксплуатационный коэффициенты вскрыши, срок существования карьера.

Анализ режима позволяет перейти к обоснованному определению затрат на производство добычных и вскрышных работ.

5. В зависимости от вариантов карьера с "вероятной" глубиной назначаются соответствующие "вероятные" варианты подземных рудников (шахт), в пределах которых также устанавливаются расчетные горизонты.

6. Для исследуемых расчетных горизонтов определяются расстояния транспортирования на обогатительную фабрику полезного ископаемого при открытом и подземном способах разработки и вскрышных пород из карьера в отвалы. Для этих горизонтов технико-экономическим расчетом определяются затраты на транспортирование 1 т груза всеми рассматриваемыми конкурентноспособными видами транспорта. После этого строятся графики изменения себестоимости транспортирования с глубиной разработки, позволяющие определять наиболее экономичный для соответствующей глубины вид транспорта и себестоимость транспортирования этим транспортом.

7. При сильных водопритоках для каждого исследуемого горизонта определяется себестоимость водоотлива, а при глубине разработки свыше 200—300 м — затраты на проветривание карьера и вентиляцию рудника.

8. Рассчитывается неизменная с глубиной доля себестоимости (на основании расчетной или фактической калькуляции определяются себестоимости рыхления, погрузки, отвалообразования и др.).

9. Устанавливаются удельные капиталовложения на производство добычных и вскрышных работ при открытом и на производство добычных работ при подземном способах разработки. Причем до составления проекта разработки данного месторождения пользуются укрупненными показателями.

10. В соответствии с площадями земли, занимаемыми под открытые и подземные работы, для всех принятых "вероятных" вариантов определяются плата за землю и затраты на восстановление и рекультивацию нарушаемой горными работами поверхности.

11. Определяются основные технико-экономические показатели переработки (выход концентрата, себестоимость обогащения и затраты на обогатительный передел) полезного ископаемого для вариантов с открытым и подземным способами разработки.

12. Для каждого "вероятного" варианта глубины карьера по формуле (3.2) устанавливаются значения граничных коэффициентов вкрыши в зависимости от вида транспорта.

13. Найденные значения граничных коэффициентов вскрыши являются основой для построения графика граничного коэффициента вскрыши в зависимости от глубины разработки и вида транспорта.

14. Строится совмещенный график граничного, среднего, контурного, эксплуатационного и при необходимости других коэффициентов вскрыши в зависимости от глубины разработки и вида транспорта.

Конечной глубине карьера должна соответствовать отметка, на которой нисходящий график граничного коэффициента вскрыши пересекает график такого коэффициента вскрыши, по которому предусматривается погашение затрат на горно-капитальные и вскрышные работы.

Глубина карьера для различных этапов (промежуточная глубина) определяется отметкой, на которой график граничного коэффициента пересекает график усредненного эксплуатационного или контурного или текущего (в зависимости от срока отработки, конкретных условий и требуемой степени точности расчетов) коэффициента вскрыши.

По найденным значениям конечной и промежуточной глубины и углов откоса бортов устанавливаются соответствующие конечные и промежуточные контуры карьера.

Примеры проектных решений по конечной глубине и размеру карьерных полей на угольных и рудных месторождениях приведены в табл. 3.1 и 3.2.

Таблица 3.1.
Проектная глубина и размеры угольных карьеров

Карьер	Мощность залежи, м	Угол падения залежи, градус	Коэффициент вскрыши, м³/т		Проектная глубина, м	Длина карьерного поля, км
			средний	граничный		
Краснобродский	18—35	65—90	4,8	10—11	352	7,5
Новосергеевский	14—30	45—90	6,31	10—11	370	8,0
Киселевский	—	—	6,4	10—11	215	6,5
Бачатский	14—68	45—90	4,2	12,0	550—600	9,8
Кумертауский	20—120	—	1,35	4,0	120	3,0
Ирша-Бородинский	18—42	—	1,0	—	70	4—6,5

Таблица 3.2.
Коэффициенты вскрыши и проектная глубина рудных карьеров

Карьер	Угол падения залежи, градус	Коэффициент вскрыши, м³/м³			Проектная глубина карьера, м
		средний	контурный	граничный	
Сибайский	0—40	8,8	13,9	15,7	420
Учалинский	70—80	6,2	14,8	15,0	255
Златоуст-Беловский	7—10	7,24	—	12,0	280
Карагайлинский	60—80	8,2	—	12,0	285—360
Оленегорский	65—80	1,97	—	12,0	385
Стойленский	Горизонтальный	4,60	—	—	135
Соколовский	70—80	4,3	—	12,0	460
Сарбайский	40—55	5,78	12,1	12,1	650
Каражальский	0—50	4,5—5,0	10,0	10,0	236
Качарский	40—50	4,4	—	12,0	720
Коршуновский	Около 90	3,6	13,0	13,0	360—560

3.1.5. Определение границ карьеров в условиях рыночной экономики

В странах с рыночной экономикой, в случаях, когда разработка верхней части месторождения целесообразна открытым способом, а остальной части (глубинной) — подземным способом, границы между открытым и подземными работами определяются из условия равенства граничного коэффициента вскрыши контурному коэффициенту вскрыши. При этом граничный коэффициент вскрыши (т/т) определяется по формуле:

$$k_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в}, \qquad (3.4)$$

где $C_п$ и $C_о$ — текущие затраты (включая амортизацию) на разработку 1 т руды со-

ответственно подземным и открытым (не включают затраты на вскрышу) способами, долл/т; $C_в$ — текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород, долл/т.

Если целесообразность разработки всего месторождения открытым способом очевидна и подземный способ не рассматривается, то $k_{гр}$ (т/т) определяется по формуле:

$$k_{гр} = \frac{Цq - B}{C}, \qquad (3.5)$$

где $Ц$ — цена 1 кг металла, долл/кг; q — количество металла, извлекаемого из 1 т руды, кг/т; B — текущие затраты (включая амортизацию) на 1 т руды (исключая затраты на вскрышу), долл/т; C — текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород, долл/т.

При определении конечной глубины карьера используется графоаналитический метод. Основными параметрами при этом являются граничный коэффициент вскрыши, угол наклона нерабочего борта и бортовое содержание, которые определяются аналитически.

Графическая часть включает построение поперечных разрезов по месторождению. Для простых залежей она может производиться вручную, для более сложных с помощью компьютера. При ручном способе конечные контуры карьера отстраиваются максимальными под углом нерабочего борта, таким образом, чтобы контурный коэффициент вскрыши не превышал граничного коэффициента вскрыши, определенного по формуле (3.4) или (3.5) при заданном бортовом содержании (от бортового содержания зависит величина $k_{гр}$). Впоследствии методом интерполяции конечные границы карьера сглаживаются между разрезами.

Автоматизированные методы включают разделение поперечных разрезов на блоки с указанием для каждого из них прибыли. При этом для вскрышных пород и некондиционных руд (текущие затраты на разработку 1 т вскрышных пород) эти значения принимаются отрицательными, а для руды (стоимость полезных компонентов) — положительными.

После применения различных формализованных способов определяются гра-

Таблица 3.3.
Коэффициент вскрыши и проектная глубина зарубежных рудных карьеров

Карьер, страна	Запасы руды, млн т	Среднее геологическое содержание металлов, %	Мощность (или форма) рудного тела, м	Угол падения залежи, градус	Граничный (контурный) коэффициент вскрыши, т/т	Глубина карьера проектная, м
Bingham, США	376	Cu-0,62	Шток	—	2,5	900
Bercly, США	100	Cu-0,67	Серия крутопадающих жил	75—90	3,2	330
Chuquicamata, Чили	595	Cu-1,59	330—440	—	0,9	—
Toguepala, Перу	400	Cu-1,0	150—200	90	4,08	—
Pima, США	220,7	Cu-0,65	61	41	3,0	360
Morenci, США	600	Cu-0,8	Шток	—	2,2	375
Mishn, США	59	Cu-0,6	70	36—40	4,1	240
Chino, США	88	Cu-1,4 Mo-0,96	Шток	—	2,5	300
Kraigmont, Канада	8,1	Cu-1,76	75—90	50—80	11,0	300
Feniks, Канада	20,4	Cu-0,53	40—50	10—30	4,1	—

ницы карьера, в контурах которого суммарная прибыль максимальна.

При оптимизации границ карьера, когда подземный способ не рассматривается, применяются различные способы. Например, на разрезе отстраиваются различные варианты конечных контуров. Для каждого положения подсчитываются объемы руды и вскрыши, а также прибыль от разработки в пределах рассматриваемого контура карьера. Контур с наибольшим значением прибыли считается оптимальным.

Более сложные методы оптимизации автоматизированы и основаны на разделении на блоки (метод "проб и ошибок", "плавающего конуса" и др.). Однако принцип получения максимальной прибыли в контурах сохраняется.

Все рассмотренные способы оценки конечных контуров карьера имеют свою степень точности и предназначаются для укрупненных предварительных расчетов.

При детальном проектировании конечные контуры карьера определяются из условия возможности получения максимального чистого дисконтированного дохода (NPV) за весь срок отработки месторождения, либо максимального значения NPV от комбинированной разработки месторождения открытым и подземным способами.

Основные проектные показатели ряда зарубежных рудных карьеров приведены в табл. 3.3.

3.2. Производительность карьера

3.2.1. Основные положения.

Производственная деятельность карьеров характеризуется рядом показателей, среди которых важнейшими являются производственная мощность, производительность по полезному ископаемому, производительность по вскрыше или производительность по горной массе.

Под производственной мощностью карьера следует понимать утвержденный в проекте постоянный на фиксированный период объем полезного ископаемого соответствующего качества, поставляемый потребителю с определенной степенью равномерности.

Производственная мощность карьера является параметром, сопряженным с потребителем (обогатительная фобрика, электростанция и др.) и пунктами сосредоточения добычных грузопотоков (станции примыкания к магистральным железным дорогам и др.).

Под производительностью карьера по полезному ископаемому подразумевается годовой объем добытого полезного ископаемого, который может отличаться от производственной мощности в большую или меньшую сторону из-за изменения спроса, горнотехнических условий, ценовой политики и т.д.

Производительность карьера по вскрыше это годовой объем вскрышных пород, извлекаемых с целью обеспечения производственной мощности.

Производительномть по горной массе характеризует масштаб хозяйственной деятельности предприятия, численность трудящихся, единичную мощность оборудования, потребление электроэнергии и других видов энергоносителей, а также степень нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Вопрос о производственной мощности карьера рассматривается при технико-экономическом обосновании (ТЭО) кондиций на полезное ископаемое при определении балансовых запасов месторождения.

Обоснование этого параметра производится в ТЭО на новое строительство, реконструкцию и расширение мощности действующих предприятий и представляет собой многоэтапную задачу:

1. Определение потребности полезного ископаемого и его качественных показателей;

2. Проверка на ограничения по минимальному сроку службы предприятия;

3. Проверка на ограничения по интенсивности горных работ (скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронта и др.);

4. Проверка на ограничения по пропускной и провозной способности вскрывающих выработок;

5. Определение оптимальной производственной мощности, обеспечивающей максимальную прибыль с учетом добычи попутных полезных ископаемых и ценности компонентов, ущерба от нарушения экологического равновесия с окружающей средой.

Производительность карьера по вскрыше при проектировании и долговременном планировании определяется горно-геометрическим анализом, представляемым в виде поэтапного и календарного графиков режима горных работ: V, $P = f(H)$ и V, $P = f(T)$ (по методу акад. В. В. Ржевского) или графиков $\sum V = f(\sum P)$ (по методу проф. А.И. Арсентьева), где H — глубина горных работ, T — соответствующее глубине время, V, P — годовые объемы соответственно по вскрыше и полезному ископаемому.

3.2.2. Определение производственной мощности карьеров

Потребители топливно-энергетического и минерального сырья, нерудных полезных ископаемых определяются при разработке регионального развития и размещения отраслей промышленности с учетом отпускных цен, тарифов на перевозки, а также ценообразующих факторов.

Развитие промышленности в последние 10—30 лет в б. Союзе происходило при дефиците полезных ископаемых и сравнительно низких тарифах на перевозки, что определило проектирование и строительство карьеров с максимальной производственной мощностью на месторождениях с большими запасами. При этом время отработки запасов принималось не менее периода амортизации основных промышленно-производственных фондов предприятия — горного и транспортного оборудования, а также капитальных выработок, зданий, дорог, ЛЭП и других сооружений.

В период 70—80-х годов были установлены отношения между производственной мощностью карьеров и минимальным периодом эксплуатации (табл. 3.4), которые регламентировались отраслевыми нормами технологического проектирования.

При пользовании данными табл. 3.4. подразумевается выполнение условия:

$$\frac{З}{П_к}\,\frac{1-\eta}{1-\rho} = T \geq N_{min},$$

где $З$ — балансовые запасы месторождения; $П_к$ — производственная мощность карьера, определенная исходя из потребности; η и ρ — предельно допустимые (нормируемые) коэффициенты соответственно потерь и объемного разубоживания.

Если в состав ГОКа входит несколько карьеров с более коротким периодом эксплуатации, то срок эксплуатации каждого из них не ограничивается. Однако общий срок службы карьеров должен быть не менее, указанного в табл. 3.4, а суммарная производственная мощность (за вычетом времени на развитие и затухание горных работ) должна быть постоянной.

С целью сокращения периода окупаемости капитальных вложений целесообразен ввод мощности очередями, пусковая мощность которых зависит от проектной производственной мощности:

Полная проектная мощность по полезному ископаемому (для железорудных карьеров), млн т/год	До 4	4—20	Более 20
Пусковая мощность, % от полной проектной	100	50	30

Пусковая мощность очередей определяется также вводом в эксплуатацию крупных машин, например экскаваторов ЭРШРД-5250 (добычные работы), ЭШ40.85с (вскрышные работы) или вводом в эксплуатацию очередей обогатительной фабрики или электростанции.

Нормированы также и периоды освоения проектной производственной мощности карьеров (табл. 3.5).

Таблица 3.4.
Минимальный срок эксплуатации карьера с учетом времени на развитие и затухание горных работ

Производственная мощность, млн т	Срок эксплуатации карьера, лет		
	Черная металлургия	Цветная металлургия	Угольная промышленность
0,1—1,5	Огнеупорные глины и формовочные пески		
	7—30	—	—
Доломит, известняк			
2,0—7,0	20—25		
Марганцевая руда			
0,2—0,5	5—10	—	—
0,5—1,0	20—25	—	—
1,0—1,5	25—35	—	—
1,5—3,0	30—35	—	—
Железная руда			
До 1	—	10	—
1—2	15—20	10—15	—
2—5	—	15—20	—
5—10	20—25	20—25	35—40
10—15	30—35	—	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

Если первоначально назначенная производственная мощность удовлетворяет условию отработки запасов месторождения в период не менее периода амортизации основных фондов или скорректирована соответствующим образом, то исходя из технологических соображений определяются обеспечивающие эту производственную мощность параметры системы разработки — скорость понижения горных работ, скорость подвигания фронта — а также необходимое число добычных и

Таблица 3.5.
Нормативы и сроки освоения проектной производственной мощности карьеров (для железорудных карьеров)

Производственная мощность, млн т/год	Период освоения, мес	Объем добычи, % от производственной мощности		
		1 год	2 год	3 год
До 5	9	85	100	—
5—15	15	70	99	100
15—30	18	65	98	100
30	24	60	90	100

вскрышных экскаваторов, число вскрывающих выработок и мощность карьерных грузопотоков.

Эти параметры вычисляются из условия обеспечения производственной мощности, а также по горнотехническим факторам, причем последние играют роль ограничений, учет их может привести и к снижению производственной мощности.

Разработка крутых залежей. *Скорость понижения горных работ* определяется погоризонтно (высота горизонта равна высоте уступа) или поэтапно (высота этапа кратна высоте уступа) в зависимости от производственной мощности $П_к$, через запасы полезного ископаемого горизонта (этапа) $З$ и высоту уступа (этапа) h:

$$v_п = П_к \frac{h}{З} \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Максимальная скорость понижения горных работ $v_п$ определяется временем вскрытия нового горизонта: временем разноса бортов на уже вскрытом горизонте, проведения съезда и разрезной траншеи на вновь подготавливаемом горизонте (рис. 3.3).

При разработке пластовых месторождений перечисленные горные работы выполняются одним экскаватором с производительностью Q последовательно, тогда минимальное время подготовки нового горизонта:

$$t_{min} = (V_р + V_т + V_с)/Q = (S_р L_ф + S_т L_ф + V_с)/Q,$$

где $V_р$, $V_т$, $V_с$ — объемы соответственно по разносу борта, по разрезной траншее, съезду; $S_р$ и $S_т$ — площади поперечного сечения соответственно объема горных пород по разносу борта и разрезной траншее; $L_ф$ — длина фронта горных работ.

При погрузке в средства железнодорожного транспорта $L_ф$ равна длине залежи при однофланговом вскрытии горизонта и половине длины залежи при двухфланговом вскрытии горизонта.

При погрузке в автотранспорт для сокращения периода времени t_{min} длина фронта работ $L_ф$ может быть принята 300—400 м.

При разработке мощных залежей с большими размерами в плане и погрузке в автотранспорт возможно повышение скорости подготовки нового горизонта за счет использования поперечных заходок экскаватора и сокращения $L_ф$.

Максимальная скорость понижения горных работ по этим факторам $v_{пmax} = h/t_{min}$.

С целью выполнения производственной мощности должно выполняться условие $v_п \le v_{п\,max}$.

Практически $v_{п\,max}$ 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.

Скорости подвигания фронта в сторону лежачего и висячего боков залежи в зависимости от скорости понижения и соответственно от производственной мощности карьера следующие:

в сторону лежачего бока залежи

$$v_{фл} = v_п\,(\mathrm{ctg}\beta_л - \mathrm{ctg}\alpha_п);$$

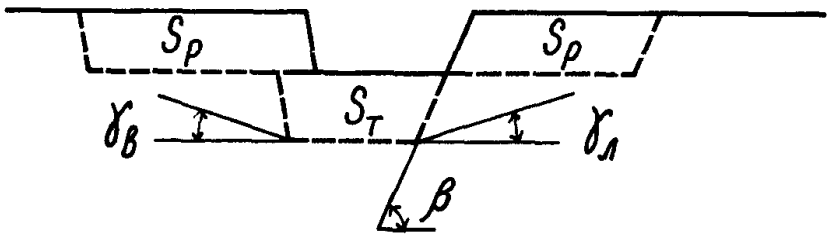


Рис. 3.3. Схема к расчету скорости понижения горных работ

в сторону висячего бока залежи

$$v_{\text{ф в}} = v_{\text{п}}(\text{ctg}\beta_{\text{в}} + \text{ctg}\alpha_{\text{п}}),$$

где $\beta_{\text{л}}$ и $\beta_{\text{в}}$ — углы наклона борта карьера со стороны лежачего и висячего боков залежи; $\alpha_{\text{п}}$ — угол направления понижения горных работ, часто совпадающий с углом падения залежи.

Годовые объемы полезного ископаемого и вскрышных пород соответственно (рис. 3.4):

$$V_{\text{п}} = H_{\text{п.л}} v_{\text{ф.л}} L_{\text{ф п.л}} + H_{\text{п в}} v_{\text{ф в}} L_{\text{ф п в}};$$

$$V_{\text{в}} = H_{\text{в.л}} v_{\text{ф.л}} L_{\text{ф в.л}} + H_{\text{в в}} v_{\text{ф в}} L_{\text{ф в в}},$$

где $H_{\text{в.л}}$, $H_{\text{в в}}$ — вертикальные проекции рабочей зоны карьера по полезному ископаемому; $H_{\text{п.л}}$, $H_{\text{п в}}$ — вертикальные проекции рабочей зоны карьера по вскрыше соответственно со стороны лежачего и висячего боков залежи; $L_{\text{ф п.л}}$, $L_{\text{ф п в}}$ — длина активного фронта карьера по полезному ископаемому со стороны соответственно лежачего и висячего боков залежи; $L_{\text{ф в.л}}$, $L_{\text{ф в в}}$ — то же по вскрыше.

Число экскаваторов с годовой производительностью Q соответственно по выемке полезного ископаемого и вскрыши

$$N_{\text{п}} = V_{\text{п}}/Q \text{ и } N_{\text{в}} = V_{\text{в}}/Q.$$

Из горнотехнических условий максимальное число экскаваторов определяется через минимальную длину фронта на одну машину $L_{\min}$ и суммарную длину активного (за исключением фронта под съездами и др.) фронта по добычным и вскрышным работам:

$$N_{\max\,\text{п}} = \sum_{1}^{n_{\text{п}}} L_{\text{ф п}i}/L_{\min} \text{ и } N_{\max\,\text{в}} = \sum_{1}^{n_{\text{в}}} L_{\text{ф в}i}/L_{\min},$$

где $n_{\text{п}}$, $n_{\text{в}}$ — число уступов соответственно по полезному ископаемому и вскрыше.

Число уступов по полезному ископаемому:

со стороны висячего бока

$$n_{\text{п в}} = \frac{H_{\text{п в}}}{B_{\text{р п}}(\text{tg}\gamma_{\text{в}} + \text{ctg}\alpha)},$$

со стороны лежачего бока

$$n_{\text{п.л}} = \frac{H_{\text{п.л}}}{B_{\text{р п}}(\text{tg}\gamma_{\text{л}} + \text{ctg}\alpha)},$$

по вскрыше соответственно

$$n_{\text{в в}} = \frac{H_{\text{в в}}}{B_{\text{р п}}(\text{tg}\gamma_{\text{в}} + \text{ctg}\alpha)},$$

$$\text{и } n_{\text{в.л}} = \frac{H_{\text{в.л}}}{B_{\text{р п}}(\text{tg}\gamma_{\text{л}} + \text{ctg}\alpha)},$$

где $B_{\text{р п}}$ — ширина рабочей площадки; α — угол откоса уступа.

Тогда условие обеспечения производственной мощности и производительности по вскрыше $N_{\text{п}} \le N_{\max\,\text{п}}$ и $N_{\text{в}} \le N_{\max\,\text{в}}$.

Максимальные годовые объемы по горнотехническим условиям:

$$V_{\text{п max}} = N_{\text{п max}} Q \text{ и } V_{\text{в max}} = N_{\text{в max}} Q,$$

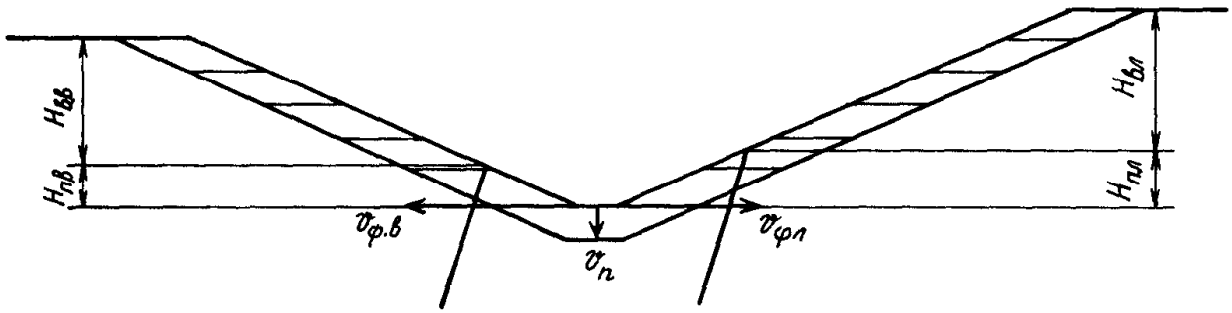


Рис. 3.4. Схема к расчету числа уступов и объемов горных работ

обеспечению производственной мощности соответствуют неравенства

$$V_{\text{п}} \le V_{\text{п max}} \text{ и } V_{\text{в}} \le V_{\text{в max}}.$$

При выполнении неравенств достигаются необходимые скорости подвигания фронта горных работ на горизонтах, определенные через производственную мощность,

$$v_{\text{ф л}} \le v_{\text{ф л max}} \text{ и } v_{\text{ф в}} \le v_{\text{ф в max}}.$$

Разработка горизонтальных залежей. *Скорость подвигания фронта* горных работ при транспортных, транспортно-отвальных схемах и перевалке вскрышных пород определяется исходя из заданной производственной мощности $П_{\text{к}}$, мощности залежи полезного ископаемого H и длины фронта $L_{\text{ф}}$

$$v_{\text{ф}} = \frac{П_{\text{к}}}{HL_{\text{ф}}} \frac{1-\rho}{1-\eta}.$$

Годовые объемы вскрышных пород, разработка которых обеспечит производственную мощность,

$$V = v_{\text{ф}} H_{\text{в}} L_{\text{ф}} = П_{\text{к}} k_{\text{в}} \frac{1-\rho}{1-\eta},$$

где $k_{\text{в}}$ — коэффициент вскрыши.

В случае использования технологических схем разработки вскрышных пород экскаваторно-автомобильными, экскаваторно-железнодорожными или экскаваторно-конвейерными комплексами система технологических ограничений аналогична системе при эксплуатации крутых залежей:

$$N \le N_{\max},\ V \le N_{\max} Q,\ v_{\text{ф}} \le v_{\text{ф max}}.$$

При транспортно-отвальных схемах с использованием консольных отвалообразователей и схемах с перевалкой вскрышных пород карьерное поле обычно делится на участки, на каждом из которых работает одна крупная машина или комплекс машин. Как правило, такой комплекс является вскрышным, для эксплуатации его определяется максимальная мощность вскрыши, отрабатываемая с перемещением пород во внутренний отвал $H_{\text{в}}$, и годовая производительность Q. Эти параметры определяют скорость подвигания фронта работ $v_{\max} = Q/(L_{\text{ф}} H_{\text{в}})$ и соответственно производительность участка по полезному ископаемому $П = v_{\max} h L_{\text{ф}}$.

При использовании высокопроизводительного оборудования скорость подвигания фронта — 100—150—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 временем отработки заходки, не позволяют увеличить скорость подвигания фронта горных работ пропорционально сменной производительности экскаваторов.

Ограничения по *пропускной и провозной способности* определяются при формировании карьерных грузопотоков, числа вскрывающих выработок и транспортной схемы. Мощность вскрышных и добычных грузопотоков, обеспечивающих производственную мощность карьера, должна быть меньше или равна провозной способности отдельных участков схемы. Ориентировочные параметры карьерных грузопотоков приведены в табл. 3.6.

Наибольшее значение годовой добычи полезного ископаемого, при котором удовлетворяются приведенные выше условия и одно из неравенств становится равенством, может быть принято за максимальную производственную мощность, а соответствующий объем вскрышных пород — за максимальную производительность карьера по вскрыше.

Принятие производственной мощности несколько меньшей, чем ее максимальное значение, приводит к технологическим изменениям при эксплуатации карьера, к которым относятся:

уменьшение скорости понижения горных работ, что позволяет расширить диа-

Таблица 3.6.
Параметры карьерного транспорта и возможная мощность транспортных потоков (по В. С. Хохрякову)

Транспорт	Параметры, условия и тип подвижного состава	Возможная мощность транспортного потока	
		т/ч	млн т/год
Автомобильный	Автосамосвалы грузоподъемностью 27—30 т	2700—3600	17—22
	Автосамосвалы грузоподъемностью 75—80 т	6500—8000	40—50
	Автосамосвалы грузоподъемностью 110—180 т	10 000—16 000	60—80
Железнодорожный	Одноколейный путь и грузоподъемность состава 400—600 т	2000—3000	12—15
	То же, двухколейный путь	5000—6000	32—35
	Двухколейный путь и грузоподъемность состава 1000—1200 т	10 000—12 000	45—50
Конвейерный	Ширина ленты 800—1000 мм, скорость движения ленты 6—8 м/с	4000—5000	18—25
	Ширина ленты 1600—2400 мм, скорость движения ленты 4—6 м/с	7000—14000	30—50
Гидравлический (напорный)	Диаметр трубопровода 500—600 мм, скорость движения гидросмеси 3—4 м/с	700—800	3,5—5,0
Конвейерные поезда	При грузоподъемности поезда 150—200 т и скорости движения 2,5—3 м/с	8000—11000	30—40
Скиповой	Глубина карьера 200—400 м, скорость движения скипа 6—10 м/с и грузоподъемность скипа		
	27 т	800—1200	4,5—5,0
	40 т	1600—1800	7—9
	80 т	3000—3500	12—16

пазон комплексов машин, например, использовать комплексы с железнодорожным транспортом, увеличить возможность регулирования режима горных работ путем стабилизации и смещения объемов вскрыши на более поздние периоды, обеспечить более высокое качество добытых полезных ископаемых за счет селекции и усреднения;

снижение интенсивности ведения технологических процессов, что облегчает организацию горных работ, ремонт машин и горных выработок.

При этих условиях возможно снизить эксплуатационные затраты на разработку месторождения и увеличить ценность полезного ископаемого.

С другой стороны, снижение производственной мощности приводит к большой разнице между значениями ограничивающих параметров и их фактическими значениями, а практически, — к низкому использованию основных фондов предприятия и уменьшению прибыли.

Наибольшая прибыль соответствует оптимальной производственной мощности карьера. Выбор оптимального значения производственной мощности — это сложная задача определения экстремума целевой функции многих переменных.

Практически при проектировании нового строительства и реконструкции оптимальная мощность карьера устанавливается анализом и сопоставлением нескольких возможных вариантов, формируемых интуитивно.

3.2.3. Производственная мощность и производительность карьера

Установление производственной мощности карьеров производится в условиях неопределенности значений многих исходных параметров, к числу которых относятся форма залежи и размер запасов полезного ископаемого, прочность горных пород. Это объясняется их вероятностным характером и возможными отклонениями от средних значений, принимаемых при проектировании и долгосрочном планировании. Также на величину производственной мощности влияют потребность в полезном ископаемом, своевременность поставок оборудования, проведения вскрывающих выработок.

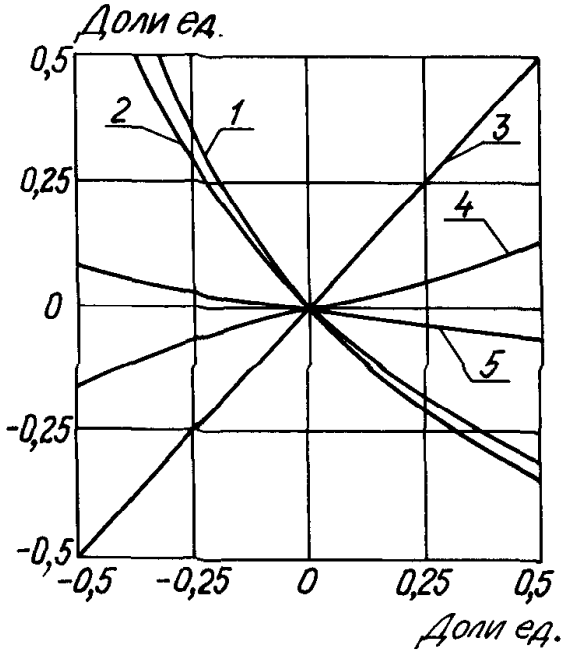


Рис. 3.5. График относительного изменения производительности карьера по руде от относительного отклонения параметров карьера:
1 – длина экскаваторного блока; *2* – ширина рабочей площадки; *3* – площадь рудной залежи и производительность экскаваторов; *4* – угол направления понижения горных работ; *5* – высота уступа

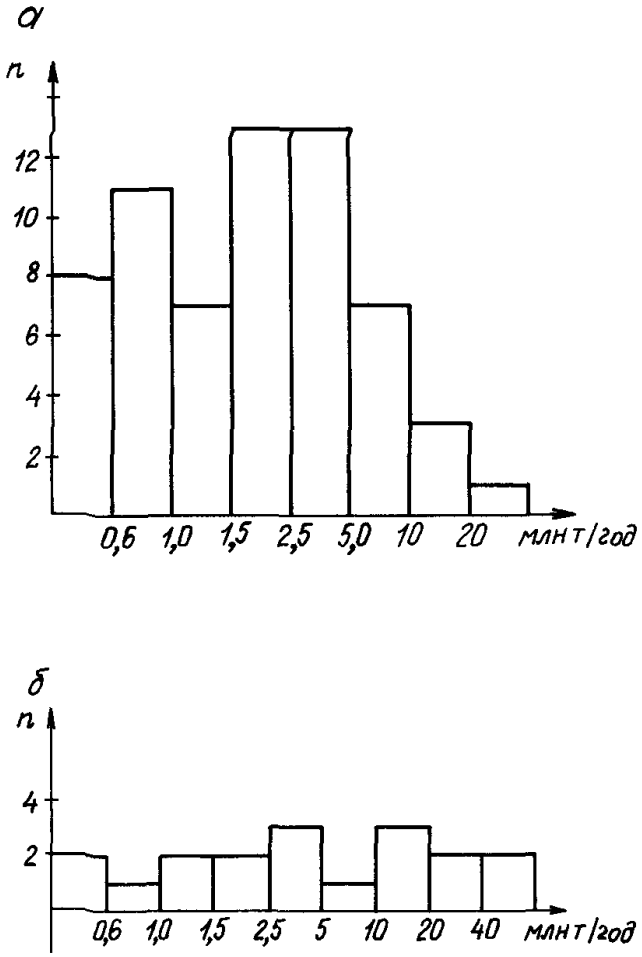


Рис. 3.6. Диаграмма распределения карьеров РФ по производительности по полезному ископаемому:
а — угольные карьеры; *б* — железорудные карьеры

Возможная степень отклонения производственной мощности по руде при изменении технологических параметров определена применительно к карьерам цветной металлургии в исследованиях В. В. Квитка (рис. 3.5).

Практически производственная мощность и производительность карьеров находятся в широких пределах (рис. 3.6, табл. 3.7).

Таблица 3.7.
Показатели по карьерам

Показатели	Годы		
	1980	1985	1990
Железорудные карьеры			
Михайловский			
Производственная мощность, млн т/г	30,54	37,43	39,4
Производительность по руде, млн т/г	27,21	34,82	38,06
Производительность по вскрыше, млн $м^3$/г	31,7	37,38	26,5
Лебединский			
Производственная мощность, млн т/г	—	42,87	43,7
Производительность по руде, млн т/г	33,12	36,43	43,6
Производительность по вскрыше, млн $м^3$/г	16,7	20,7	19,5
Угольные разрезы			
Азейский			
Производственная мощность, млн т/г	—	13,7	10,0
Производительность по углю, млн т/г	11,5	13,3	11,7
Производительность по вскрыше, млн $м^3$/г	15,16	25,9	29,7
Бородинский			
Производственная мощность, млн т/г	—	25,0	29,0
Производительность по углю, млн т/г	20,15	24,6	29,6
Производительность по вскрыше, млн $м^3$/г	22,69	25,24	28,5
им. 50-летия Октября			
Производственная мощность, млн т/г	—	3,8	6,8
Производительность по углю, млн т/г	4,26	6,3	7,52
Производительность по вскрыше, млн $м^3$/г	29,5	40,8	44,1

3.3. Устойчивость уступов, бортов, отвалов карьеров

Основные характеристики массива, обусловливающие устойчивость бортов и уступов в карьерах, — прочность, геологическое строение, структура, тектоническая нарушенность и степень обводненности.

В геомеханических расчетах прочность массива оценивают по удельному сцеплению в массиве C и углу внутреннего трения в массиве φ в зависимости от характеристик пород (см. табл. 2.16), полученных для образцов.

$$C = \lambda C_{об},$$

где λ — коэффициент структурного ослабления; $C_{об}$ — удельное сцепление в образце, МПа.

Вопрос о значении коэффициента структурного ослабления λ не имеет однозначного решения. Г. Л. Фисенко предложил эмпирическую формулу

$$\lambda = \frac{1}{1 + a \ln(HI_{тр})}$$

где a — коэффициент (см. табл. 2.17); H — высота борта, м; $I_{тр}$ — интенсивность трещиноватости пород, $м^{-1}$.

Таблица 3.8.
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. Условные обозначения: β_a — угол наклона поверхности анизотропии, градус; φ' — угол внутреннего трения на поверхности анизотропии.

Таблица 3.9.
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

Угол внутреннего трения в массиве φ принимается по результатам лабораторных и натурных определений на основании полученных графиков сопротивления сдвигу пород.

Степень однородности массива зависит от наличия или отсутствия поверхностей анизотропии. По степени участия в геомеханических процессах поверхности анизотропии (контакты) объединены в три группы (табл. 3.8).

Степень монолитности массива (наличие или отсутствие поверхностей анизотропии) есть критерий его качества с точки зрения сопротивляемости деформациям сдвига (при прочих равных условиях). Выделены три класса массивов горных пород вне зависимости от их генезиса (табл. 3.9). 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 горнотехнических факторов. В результате развиваются деформации откосов (табл. 3.10).

Цель прогнозирования деформаций — выявление степени устойчивости откоса и вероятного механизма его разрушения. В однородных (квазиоднородных) породах гипотетическая поверхность скольжения — криволинейная или круглоцилиндрическая. Откосы, сложенные изверженными или метаморфическими породами, деформируются при наличии активных контактов. При наличии в однородных породах круто- и наклоннопадающих пассивных контактов сдвиг реализуется только в тех случаях, когда формируются общая и дополнительная (между

Таблица 3.10.
Классификация деформаций откосов и их причины

Класс и подкласс	Деформации и их генетический признак	Причины и условия развития процесса
I	Обрушения	а) Подрезка откосом активных контактов
I 1	Контактные	
I.2	Бесконтактные	б) Завышение параметров откоса в однородных (квазиоднородных) породах
I 3	Смешанные	в) Сочетание пунктов а) и б)
II	Оползни	
II 1	Покровные	а) Активный контакт между рыхлыми и коренными породами
II 2	Контактные (зонные)	б) Подрезка откосом активных контактов, увлажнение контактной зоны
II 3	Бесконтактные	в) Завышение параметров откоса в рыхлых породах
II 4	Смешанные	г) Сочетание пунктов б) и в)
II 5	Фильтрационные	д) Вынос на поверхность слабосвязных частиц
II 6	Консистентные	е) Насыщение водой рыхлых связных пород
III	Осыпи	
III 1	Естественные	а) Завышение угла откоса в выветривающихся породах
III 2	Техногенные	б) Дробящее и сейсмическое действие взрывов
IV	Промоины	
IV 1	Эрозионные	а) Неорганизованный сброс сточных вод
V	Просадки	
VI	Пустотные	а) Осушение, уплотнение пористых пород, наличие карстов, подземных выработок
V 2	Компенсационные	б) Отжатие (выпор) слабых водонасыщенных пород (эффект "тюбика")
Примечание. Использована классификация Г Л Фисенко		

блоками) поверхности скольжения. При наличии горизонтальных и пологих поверхностей анизотропии механизм разрушения откоса зависит от соотношения характеристик в однородной и неоднородной частях массива. Переход оползневого процесса в катастрофическое обрушение возможен в случаях а и б (см. табл. 3.10).

Таблица 3.11.
Оползни на угольных разрезах

Карьер, борт	Параметры до деформации			Параметры обрушения		Скорость, мм/сут		Продолжительность "жизни"
	H, м	β, градус	L, м	a, м	V, тыс.м³	v_1	v_2	
Реттиховский, р	70	14	520	70	5000	2—3	35—40	17 дней
Волчанский, р	140	20	100	120	10 000	30	100	Несколько мес
Алмалык, нр	130	26	220	Н.д	6000	Н.д	Н.д	Н.д
Копейский, р	60	33	150	60	400	10	140	9 дней
Батуринский, р	55	37	270	50	500	Н.д	Н.д	После закола
Коркинский, нр	55	19	200	60	1600	8—9	10—12	Около 2 мес
Трояново-2, р	55	6	3000	70	50 000	0,2	Н.д	Н.д
Карьер 3, нр (урановый)	110	22	950	120	25 000	Н.д	Н.д	Н.д

Примечание. Условные обозначения: H, β, L — соответственно высота, угол наклона борта и длина обрушения; a, V – ширина и объем призмы обрушения; v_1, v_2 – скорость соответственно в стадии сползания и перед обрушением; Н д – нет данных; р, нр – соответственно рабочий и нерабочий борта.

Таблица 3.12.
Оползни на рудных карьерах

Карьер	Угол падения залежи, градус	Число деформаций по видам				Объем, тыс. м³	Дополнительная вскрыша, тыс. м³
		обрушения	оползни	оплывины	просадки		
Сорский	90	10	—	1	5	—	—
Златоуст-Беловский	10	10	3	—	10	90	23 000
Зыряновский	60	2	2	—	—	1800	1178
Гайский №1	45	14	7	—	—	330	1480
Сибайский	2—50	20	10	—	—	500	1460
Блявинский	45—50	3	12	—	—	150	1300
Учалинский	70—80	37	2	—	—	600	1300
Медвежий ручей*	5—40	1	1	—	—	—	—

* Крупномасштабные деформации СЗ и В участков произошли в 1992 г.

Такие деформации в большей степени характерны для угольных разрезов (табл. 3.11). На рудных карьерах деформациям подвержены в основном отдельные уступы и их группы (табл. 3.12). В рыхлых породах чаще происходят опол-

Таблица 3.13
Оползни в рыхлых породах

Предприятие, карьер, борт	$\frac{H,м}{\beta^\circ}$	$\frac{a,м}{L,м}$	V, тыс. м³	Тип (см. табл 3.10)	Причины деформирования, порода
Роздольское ПО Центральная траншея, северный	$\frac{20}{31,5}$	$\frac{80—100}{550}$	450	II,2	Активный контакт в неогеновых и четвертичных породах, прослои мергеля, напоры
Северо-западный	$\frac{18}{21}$	$\frac{50-60}{150}$	75	II,4	Прослои бентонитовых глин, завышены параметры борта
Южный карьер, южный	$\frac{25}{33}$	$\frac{150}{300}$	500	II,4	Неогеновые глины, прослои мергелей, вода
Северный карьер, разрезная траншея	$\frac{45}{33}$	$\frac{250-300}{500}$	300	II,4	Завышены параметры при наличии обводненных пассивных и активных контактов
Яворовское ПО разрезная траншея, южный	$\frac{—}{—}$	$\frac{60}{200}$	100	II,3	Сочетание слоев четвертичных пород и неогена
То же	$\frac{27}{37-42}$	$\frac{80}{300}$	300	II,4	Пассивные контакты (бентонитовые глины), завышены параметры борта

Примечания. 1 Условные обозначения см табл 3 11 2 Оползни классифицированы по принятой типизации

зни, которым подвержены как уступы, так и борта открытых выработок (табл. 3.13).

3.3.1. Методы расчета устойчивости откосов

Инженерные методы расчета, используемые при проектировании карьерных откосов, базируются на теории предельного равновесия.

При расчете коэффициента устойчивости откоса методом алгебраического сложения сил (АСС) предполагают сдвиг по криволинейной (круглоцилиндрической), плоской (частный случай), волнистой и другим монотонным поверхностям. Коэффициент n определяют из соотношения:

$$n = \sum T_{уд} / \sum T_{сд},$$

где $\sum T_{уд} = g \sum P_i \cos\beta_{ai} \operatorname{tg}\varphi_i + \sum C_i L_i + A$ — суммарная удерживающая сила, $\sum T_{сд} = g \sum P_i \sin\beta_{ai} + Б$ — суммарная сдвигающая сила; P_i — масса i-го блока; β_{ai} — угол наклона поверхности анизотропии блока; φ_i — угол внутреннего трения на поверхности анизотропии i-го блока; L_i — длина i-й поверхности анизотропии; A, $Б$ — дополнительные внешние нагрузки.

Если поверхность скольжения плоская, то $A = Б = 0$.

$$n = \frac{gP\cos\beta_a \operatorname{tg}\varphi' + C'L}{gP\sin\beta_a}, \quad (3.6)$$

а при $C' = 0$

$$n = \operatorname{ctg}\beta_a \operatorname{tg}\varphi, \quad (3.7)$$

где P — масса призмы обрушения i-го блока; C', φ' — соответственно удельное сцепление и угол внутреннего трения на поверхности анизотропии; $C'L$ — сила сцепления на плоской поверхности анизотропии длиной L.

В характеристики C, C' и φ, φ' вводят коэффициент запаса устойчивости (табл. 3.14).

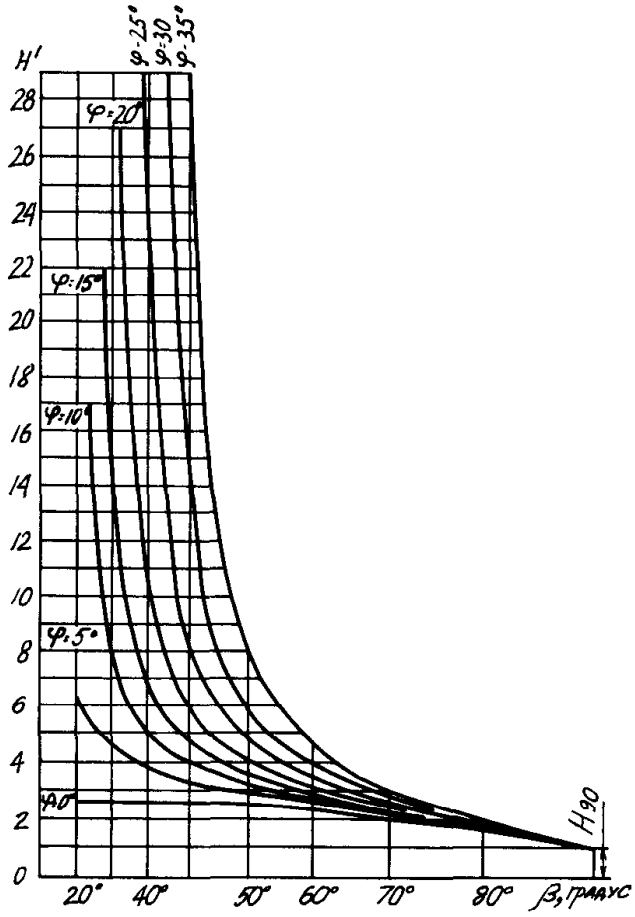


Рис. 3.7. График плоского откоса (Г.Л. Фисенко)

Определение предельных параметров откосов по характеристикам сопротивления сдвигу. *Породы однородные и квазиоднородные.* По графику плоского откоса (ГПО) (ВНИМИ) предельную высоту $H_{пр}$ (или угол откоса) определяют, вычислив:

глубину трещины отрыва $H_{90} = 2\,C \times \times \operatorname{ctg}(45°-\varphi/2)/g\gamma$, где γ — плотность пород, т/м^3; C — удельная сила сцепления в массиве, МПа;

коэффициент высоты $H' = H/H_{90}$.

По графику (рис. 3.7) находят расчетное значение угла нерабочего борта β, соответствующее углу внутреннего трения в массиве φ.

Аналогичный результат получается методом "связность-трение" (С - Т) по формуле

$$H_{пр} = \frac{H_c}{1 - \frac{\operatorname{tg}\varphi}{tg\beta}}, \qquad (3.8)$$

где $H_c = \dfrac{x + \pi C}{g\gamma} \operatorname{ctg}(45^0 - \varphi/2)$. (3.9)

Величина x зависит от угла β :

β.....	30—35°	40—60°	65—80°
x.....	4	3	2

Последовательность действий:

1. Конструируют борт по параметрам уступов и берм;
2. Измеряют конструктивный угол наклона борта β;
3. Рассчитывают по формуле (3.8) предельную высоту борта $H_{пр}$;
4. Если $H_c > H_{пр}$, то увеличивают ширину берм и повторяют расчет для β.

Предельная *высота откоса при наличии активного контакта* с характеристиками φ', C' и β_a рассчитывается по формуле

$$H'_{пр} = \frac{2C'}{g\gamma}\left[\frac{1 + \operatorname{ctg}\beta_a \cdot \operatorname{ctg}(\beta_a - \varphi')}{\operatorname{ctg}\beta_a - \operatorname{ctg}\beta}\right]. \qquad (3.10)$$

Таблица 3.14.
Коэффициент запаса устойчивости

Общая характеристика породы	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	2,0
То же, но песчаные и глинистые	1,15	1,2

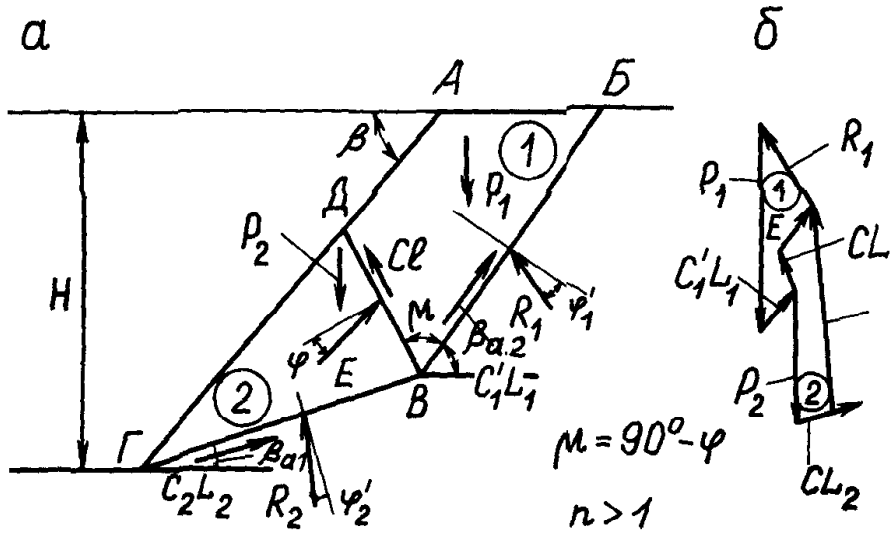


Рис. 3.8. Схемы к расчету устойчивости откоса методом многоугольника сил:
а — поперечное сечение откоса векторами действующих сил; *б* — многоугольник сил

Формула (3.10) применима при $C' \neq 0$. Если $C' = 0$, то устойчивость не зависит от параметров откоса.

Расчет устойчивости откосов графическим и графо-аналитическим методами с использованием многоугольника сил (МС) применяют при резком изломе поверхности сдвига, способствующем делению призмы обрушения на блоки (рис. 3.8) с поверхностями скольжения под углами падения β_{a1} и β_{a2}.

Приведено решение задачи для двух блоков — АБВД и ВГД. По геометрическим параметрам откоса определяют значения P_1, P_2, L_1, L_2, l и находят активные силы (веса блоков, сцепление на поверхностях скольжения БВ, ВГ и ВД). У реактивных сил R_1, R_2, E известны только направления действий. Векторы сил в многоугольнике параллельны векторам в откосе. Построение начинают с P_1 (блок *1*) и P_2 (блок *2*). Возможны три случая: многоугольник перезамкнут ($n > 1$, см. рис. 3.8), разомкнут ($n < 1$), точно замкнут ($n = 1$).

Методика позволяет рассчитывать параметры многослойных бортов и отвалов по характеристикам каждого слоя.

Расчет устойчивости откосов в пространственной постановке задачи. При наличии двух сопряженных активных контактов с различными параметрами и характеристиками сопротивления сдвигу (общий случай) применение графо-аналитического способа упрощает решение задачи. Коэффициент устойчивости

$$n = \frac{\operatorname{ctg}\beta_{1a}\operatorname{tg}\varphi_1'}{\sin\Theta} + \frac{\operatorname{ctg}\Theta(\operatorname{tg}\varphi_2' \pm \sin\varepsilon\operatorname{tg}\varphi_1')}{\cos\varepsilon} + \frac{C_1'S_1 + C_2'S_2}{gP\sin\beta_{1a}\sin\Theta}, \quad (3.11)$$

где Θ — угол между линией сдвига и направлением простирания поверхностей ослабления; ε — угол, определяемый уг-

лом раскрытия желоба и углами падения β_1, β_2 пересекающихся поверхностей ослабления массива; S_1, S_2 — площади сопряженных ослабленных контактов; φ_1', φ_2' и C_1', C_2' — соответственно углы внутреннего трения и удельные сцепления на поверхностях ослабления S_1 и S_2.

Неизвестные угловые и линейные параметры определяются с помощью стереопроекций.

Параметры уступов, разрабатываемых без предварительного рыхления. В рыхлых породах высота рабочих уступов $h_р$ соизмерима с глубиной связности $H_с$ и рассчитывается по формуле

$$H_р = 5{,}14C \operatorname{ctg}(45° - \varphi/2)/\gamma g, \quad (3.12)$$

где C — сила сцепления.

При применении бестранспортной технологии зависимость между параметрами системы разработки и откоса уступа описывается равенством

$$R_з = (H_р - H_с)\operatorname{ctg}\varphi + A + П, \quad (3.13)$$

где $R_з$ — максимальное расстояние перевалки породы на забойной стороне; A и $П$ — ширина соответственно заходки и транспортной полосы.

Определение ширины предохранительных берм. Согласно требованиям ЕПБ (НПО ОБТ-М. 1992) ширина предохранительной бермы определяется в соответствии с нормами технологического проектирования и уточняется проектом по результатам исследований физико-механических свойств горных пород. При этом должна обеспечиваться механизированная уборка осыпи. Так как при длительном стоянии уступов осыпи неизбежны, проектная ширина берм $a_б$ должна иметь резерв, т.е. $a_б = a_к + it$, где $a_к$ — конечная ширина бермы, м; i — интенсивность отработки бермы, м/год; t — время стояния уступа, лет.

3.3.2. Рациональные профили и конструкции нерабочих бортов глубоких карьеров, устойчивость отвалов

Профиль борта зависит от геологического строения массива (рис. 3.9). В однородных (квазиоднородных) породах наиболее экономичен двугранный профиль с максимально возможным по технологическим факторам углом наклона в границах призмы упора. В неоднородных массивах профиль борта и его конструкция должны согласовываться с элементами залегания поверхностей анизотропии.

Устойчивость отвалов. Основные регулируемые параметры отвалов: одноярусных — высота; многоярусных — углы наклона, высота отвала и его ярусов. Устойчивость отвала зависит от прочности пород отвала и залегающих в его основании, угла наклона площадки, на которой формируют отвал. С целью сокращения нарушаемых площадей отвалы следует отсыпать максимальной высоты. Типы отвалов и методы расчета их устойчивости приведены в табл. 3.15, специальная технология формирова-

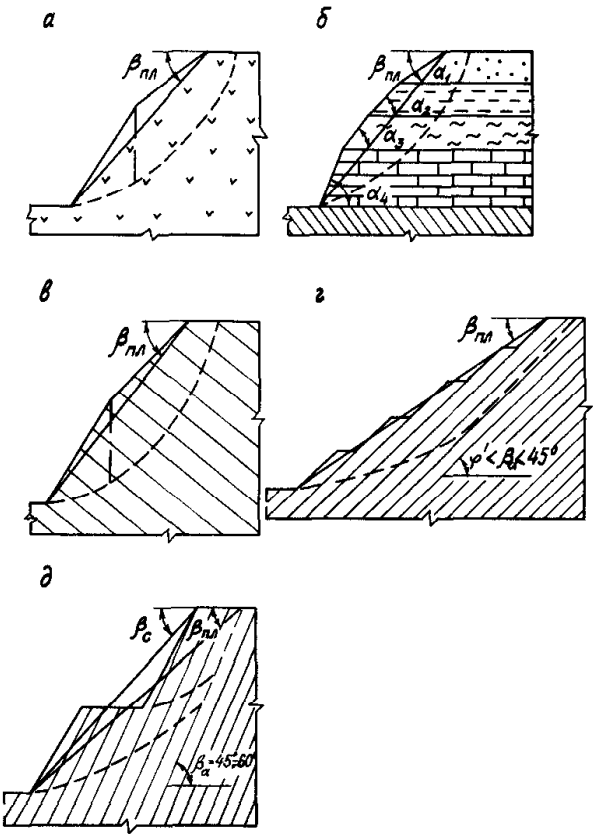


Рис. 3.9. Профили нерабочих бортов глубоких карьеров:
а, в — двухгранный; *б* — многогранный; *г* — плоский; *д* — ступенчатый; $\beta_{пл}, \beta_с$ — углы наклона бортов соответственно с плоским и ступенчатым профилем

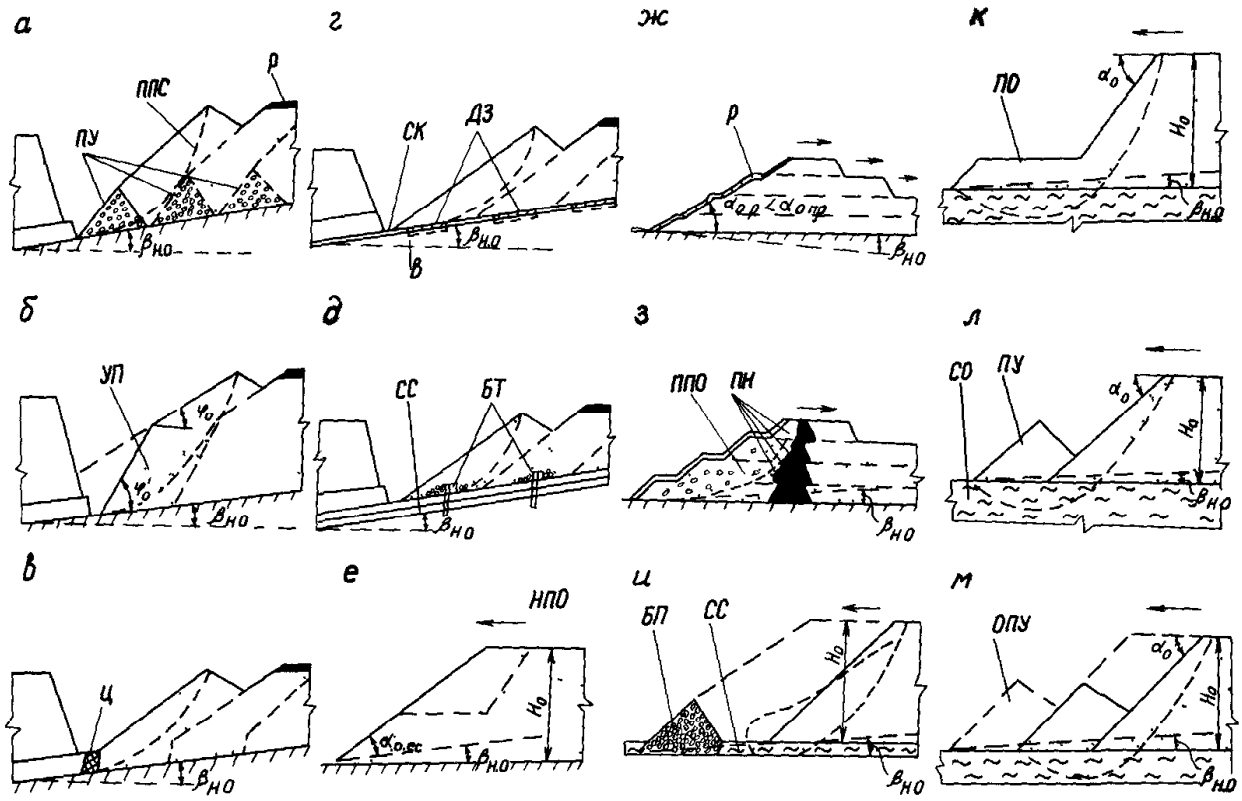


Рис. 3.10. Схемы формирования устойчивых отвалов:
ППС – потенциальная поверхность скольжения; СК – слабый контакт; ДЗ – дренирующая засыпка; УП – уплотненная порода; Ц – целик; СС – слабый слой; БТ – барьер торможения; НПО – направление подвигания отвального фронта; Р – рекультивация; ПО – передовой отвал; ППО – потенциальная призма оползания; ПН – пионерная насыпь; БП – барьерная призма; ОПУ – опережающая призма упора; ПУ – призма упора; B – выемка; $\beta_{но}$ – угол наклона основания; α_0 и H_0 – соответственно угол и высота откоса отвала; $\alpha_{опр}$ – предельный угол; $\alpha_{0\,р}$ – угол откоса рекультивируемого отвала; $\alpha_{0\,ес}$ – угол естественного откоса; $\alpha_{0\,пр}$ – угол откоса в уплотненной породе

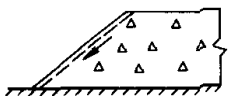
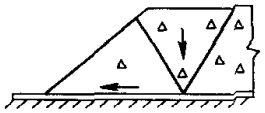
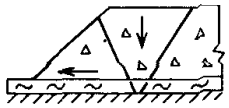
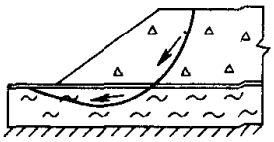
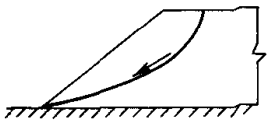
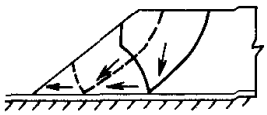
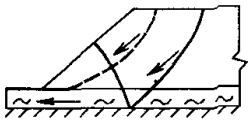
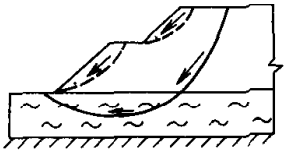
ния отвалов на слабых основаниях — в табл 3.16 и на рис. 3.10.

Фактическая высота отвалов изменяется в диапазоне значений — от 10—15 м до 120—150 м. Максимальную высоту имеет нагорный отвал Мукуланского карьера, отсыпаемый в балке (около 1400 м).

Геомеханическая классификация деформаций сдвига карьерных откосов. При выполнении геомеханических расчетов достаточно знать степень нарушенности массива, положение в нем потенциальной поверхности скольжения и вероятный механизм разрушения. Такие факторы, как генезис месторождения и поверхностей анизотропии, литотипы пород, назначение откоса и другие, на результаты расчета не оказывают влияния. В табл. 3.17 приведена классификация деформаций сдвига, основу которой составил механизм разрушения откоса в результате обрушения или оползания.

Обеспечение устойчивости уступов в глубоких карьерах достигается контурным взрыванием, отработкой приконтурных заходок, а также рядом инженерных мероприятий (табл. 3.18).

Таблица 3.15.
Схемы деформирования отвалов на прочном и слабом основаниях

Класс отвала и характеристика пород. Механизм деформирования	Схема деформирования	Метод расчета
I 1 Сыпучие породы на прочном основании Осадка в результате уплотнения		—
I 2 То же, на слабом основании Осадка со сдвигом вдоль контакта		МС
I 3 То же, на слабом слое Осадка, сдвиг вдоль слабого слоя с выпором		МС
I 4 То же, на слабом основании Вращение с выпором		АСС
II 1 Слабые породы на прочном основании Вращательный сдвиг		ГПО, АСС
II 2 То же, на слабом контакте Вращательный сдвиг (*1*) или вращательно-плоский сдвиг (*2*)		1 ГПО 2 МС
II 3 То же, на слабом слое Вращательный сдвиг (*1*) или вращательно-плоский сдвиг с выпором (*2*)		То же
II 4 То же, на слабом основании Вращательный сдвиг (*1*) или вращение с выпором (*2*)		"

Примечание. Угол наклона основания $\beta_{н.о} = \pm 10°$

Таблица 3.16.
Технологические схемы формирования устойчивых отвалов (см. рис. 3.10)

№ рис.	Технологическая схема вскрышных и отвальных работ	Особенности формирования отвала
3 10, *а*	Раздельная выемка и перевалка пород на внутренний отвал	Отсыпка ПУ из твердых пород и покрытие рыхлыми, с рекультивацией
3 10, *б*	Валовая выемка и перевалка, с подвалкой породой рабочего борта	Разгрузка ковша на высоте 10—20 м, формирование ПУ в уплотненных породах
3 10, *в*	То же, с подвалкой рабочего уступа	Оставление временного целика полезного ископаемого с последующей его выемкой
3 10, *г*	Валовая выемка, в том числе с кратной перевалкой	Рыхление основания взрывами или устройство выемок
3 10, *д*	То же	Устройство барьеров торможения
3 10, *е*	Доставка породы на внешний отвал	Объединение ярусов после уплотнения пород (на предельном контуре)
3 10, *ж*	Раздельная выемка твердых и рыхлых пород	Одновременная отсыпка всех ярусов от периферии к центру
3 10, *з*	То же	Отсыпка прочных пород в ПУ
3 10, *и*	Раздельная выемка и доставка пород в барьерную призму	Формирование с опережением БП, управляемое оползнеобразование
3 10, *к*	Валовая выемка и доставка породы на внешний отвал	Опережающая отсыпка предотвала
3 10, *л*	То же	Параллельная отсыпка ПУ и ПАД с опережением ПУ
3 10, *м*	"	Опережающая отсыпка ПУ в дальней заходке и наращивание ПАД в ближней

Примечание ПАД — призма активного давления

Таблица 3.17.
Геомеханическая классификация деформаций сдвига карьерных откосов

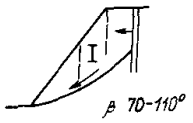
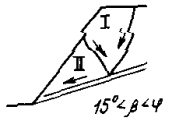
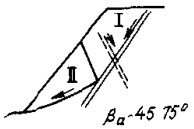
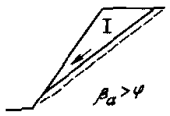
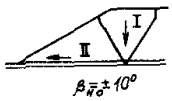
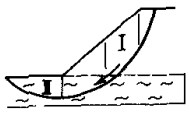
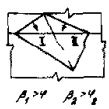
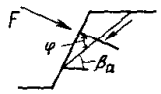
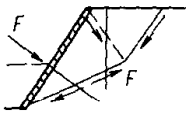
Механизм смещения массива	Степень нарушенности массива	Расчетная схема	Метод расчета
Вращение блока	Однородная (квазиоднородная среда, активный контакт)		АСС, ГПО, С—Т
Отрыв с вращением блока	Крутое падение пассивного контакта		АСС
Вращение призмы — I, скольжение — II	Пассивный контакт в основании ПУ		МС
Скольжение призмы — I, вращение — II	Пассивный контакт в основании ПАД		МС
Свободное скольжение единого блока	Активный контакт		Формулы (3 6) (3 7) (3 10)
Оседание призмы — I, скольжение — II	Пассивный контакт в подошве откоса		МС
То же и выпор призмы — III	То же, под подошвой откоса (глубинный контакт)		МС
Вращение призмы — I, выпор — II	Слабые породы в основании однородного откоса		АСС
Скольжение в зажиме блока	Два сопряженных активных контакта		Формула (3 11)

Таблица 3.18.
Способы укрепления откосов

Группа	Характеристика пород	Способ укрепления	Расчетная схема
1	Крепкие, крупноблочные, контакты крутые	Анкеры	
2	То же, контакты наклонные и пологие	Сваи	
3	То же, контакты крутые и наклонные	Анкеры	
4	Крепкие, мелкоблочные, слоистые, контакты крутые и пологие	Сваи, анкеры, защитные стенки	
5	Средней и малой крепости, слоистые, однородные	Сваи, защитные стенки	
6	Рыхлые связные, однородные или слоистые	Подпорные стенки, контрфорсы	

Примечание. F — оползневое давление, β_a — угол наклона поверхности ослабления, r_0, r_1 — радиусы кривизны поверхностей скольжения

Список литературы

1. Теория и практика открытых разработок. 2-е изд. перераб. и доп. / Н. В. Мельников, Э. Н. Рэентович, Б. А. Симкин и др. — М.: Недра, 1979.

2. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров — М.: Недра, 1970.

3. Галустьян Э. Л. Геомеханика открытых горных работ. — М.: Недра, 1992.

4. Ильин А. И., Гальперин А. М., Стрельцов В. И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. — М.: Недра, 1986.

5. Певзнер М. Е. Деформации горных пород на карьерах. — М.: Недра, 1992.

6. Попов В. Н., Байков Б. Н. Технология отстройки бортов карьеров. — М.: Недра, 1991.

7. Попов И. И., Окатов Р. П., Низаметдинов Ф. К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. — Алма-Ата, Наука, 1986.

4
Вскрытие карьерных полей

4.1. Основные положения

Вскрытие карьерного поля осуществляется проведением открытых или подземных горных выработок, представляющих собой систему элементов, в которых располагаются транспортные коммуникации технологических грузопотоков (табл. 4.1).

В зависимости от условий на карьере может быть два — вскрышной и добычной — или несколько технологических потоков, разделяемых по числу забоев в разрабатываемой зоне карьера и пунктов приема горной массы, а также по их связи между собой (табл. 4.2). Системы разработки и вскрытия взаимосвязаны (табл. 4.3).

Таблица 4.1.
Элементы системы горных выработок для вскрытия карьерных полей

Горная выработка	Назначение
Наклонная траншея (внешняя траншея)	Обеспечение связи горизонтов в рабочей зоне карьера с поверхностью или нижележащим горизонтом
Горизонтальная траншея (разрезная траншея)	Создание фронта горных работ на горизонте
Наклонная транспортная берма (внутренняя траншея, съезд, насыпь)	Обеспечение связи между горизонтами внутри эксплуатационного пространства карьера
Горизонтальная транспортная берма	Связь в пределах горизонта, размещение пунктов примыкания к наклонной трассе транспортных коммуникаций рабочих горизонтов, тупиков и петлевых соединений транспортных путей
Крутая траншея	Связь концентрационного горизонта с поверхностью
Ствол	Связь рабочей зоны глубоких карьеров с поверхностью
Штольня	Связь эксплуатационного пространства нагорных карьеров с поверхностью, на равнинах — со стволом
Рудоспуск	Гравитационная доставка полезного ископаемого на рабочей зоне карьера на транспортный горизонт
Рудоскат	Гравитационная доставка полезного ископаемого из рабочей зоны карьера к пункту погрузки

Таблица 4.2.
Технологические потоки на карьере

Наименование	Вид грузопотока	Средства вскрытия
Отдельный	Горная масса от одного забоя направляется на отдельный отвал, участок общего отвала или к бункеру для полезного ископаемого	Отдельная наклонная траншея, наклонная транспортная берма, рудоспуск, рудоскат, штольня
Объединенный	Горная масса от нескольких забоев объединяется в один грузопоток и далее направляется в пункт приема для складирования или переработки	Групповая или общая наклонная траншея, наклонная берма или ствол
Разветвленный	Горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов приема горной массы	Общая наклонная траншея, наклонная берма, ствол
Комбинированный	Горная масса от нескольких забоев объединяется транспортом доставки ее из карьера и на поверхности направляется на несколько пунктов приема горной массы	Общая наклонная траншея, наклонная берма, ствол

Таблица 4.3.
Связь систем разработки с вскрытием карьерных полей

Система разработки	Система вскрытия основных горных выработок
Бестранспортная, транспортно-отвальная	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого
Экскаватор—карьер	Вскрывающие выработки не требуются
Транспортная	
с перевозкой вскрышных пород в выработанное пространство	Наклонные траншеи и горизонтальные бермы для грузопотоков полезного ископаемого, горизонтальные транспортные бермы и насыпи для грузопотоков вскрышных пород
с перевозкой вскрышных пород на внешние отвалы	Наклонные траншеи и наклонные бермы для грузопотоков вскрышных пород и полезного ископаемого
Комбинированная	Наклонные траншеи, горизонтальные и наклонные бермы для грузопотока вскрышных пород и полезного ископаемого

4.2. Расчет параметров карьера для размещения вскрывающих выработок

Основными параметрами карьера для решения вопросов размещения вскрывающих выработок являются: максимальный разнос бортов карьера по поверхности, максимальная глубина, объем горной массы в карьере.

Для пластовых вытянутых по простиранию залежей горизонтальная мощность (м) залежи

$$m_г = m_н / \sin\alpha_з,$$

где $m_н$ — нормальная мощность залежи по геологическим разрезам, м; $\alpha_з$ — угол наклона залежи;

максимальный разнос бортов карьера по поверхности под рабочими углами

при условии $M = m_г k_{гр}$;
максимальная глубина карьера

$$H_{max} = \frac{1}{2} M \operatorname{tg} \beta_{max},$$

где β_{max} — угол откоса борта карьера при погашении (табл. 4.4).

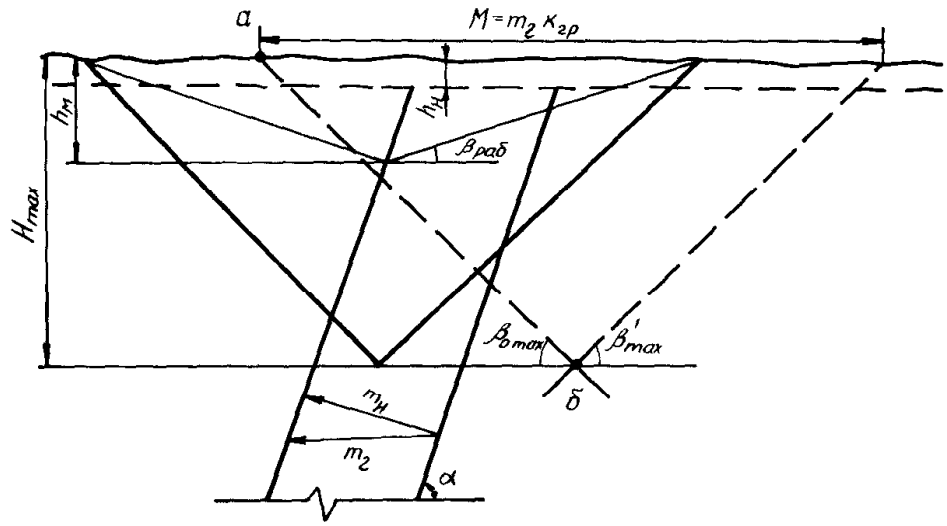
Для неправильной формы ограниченных в плане залежей метод расчета аналогичен приведенному выше.

Для округлых в плане жильных и штокообразных залежей измеряют или вычисляют размеры рудного тела по длинной ($m_д$) и короткой ($m_к$) осям (рис. 4.1);

Таблица 4.4.
Углы откосов бортов карьера при погашении

Группа пород	Характеристика пород, слагающих борт	Угол откоса борта карьера, градус
Крепкие скальные $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Крепкие слаботрещиноватые	55
	Крепкие интенсивно трещиноватые	40—50
Средней прочности 8 МПа $< \sigma_{сж} <$ 80 МПа	Выветрелые	40—50
Слабые несвязные $\sigma_{сж} < 8$ МПа	Сильновыветрелые или полностью дезинтегрированные, глинистые, пески, галечники	20—30

а



б

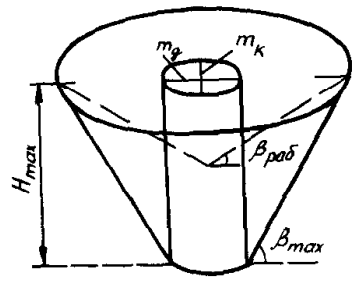


Рис. 4.1. Схема и расчеты основных параметров карьерного поля при разработке:
а — наклонных и крутых пластовых, вытянутых по простиранию залежей; *б* — ограниченных и округлых в плане жильных и штокообразных залежей

максимальный разнос бортов карьера по поверхности под рабочими углами по осям

$$M_д = m_д k_{гр};$$

$$M_к = m_к k_{гр};$$

максимальная глубина.

$$H_{max} = \frac{1}{2} m_к \operatorname{tg}\beta_{max}.$$

Объем ($м^3$) горной массы в карьерном поле:

для пластовых наклонных и крутых вытянутых по простиранию залежей

$$V = \frac{1}{4} M^2 \operatorname{tg}\beta_{max} \left(\frac{1}{6}\pi M + П\right);$$

для ограниченных в плане залежей ($m_д / m_к > 2$)

$$V = \frac{1}{24}\pi m_к^3 \operatorname{tg}\beta_{max} + \frac{1}{4} m_к^2 (m_д - m_к) \operatorname{tg}\beta_{max};$$

для округлых в плане залежей ($m_д / m_к < 2$)

$$V = \frac{1}{14}\pi m_д m_к^2 \operatorname{tg}\beta_{max},$$

где $П$ — простирание рудного тела, м.

Объем полезного ископаемого в контурах карьера:

для пластовых наклонных и крутых вытянутых по простиранию залежей

$$V_{п.и} = m_г П (H_{max} - h_н) - \frac{1}{4} m_г^2 П \operatorname{tg}\beta_{max};$$

для ограниченных в плане залежей

$$V_{п.и} = (m_к m_д - m_к^2)\left(H_{max} - h_н - \frac{1}{2} m_к \operatorname{tg}\beta_{max}\right) +$$

$$+ \frac{1}{4} m_к^2 \operatorname{tg}\beta_{max}(m_д - m_к) + \frac{1}{24}\pi m_к^3 \operatorname{tg}\beta_{max};$$

для округлых в плане залежей

$$V_{п.и} = \frac{1}{4}\pi m_к m_д \left(H_{max} - h_н - \frac{1}{2} m_к \operatorname{tg}\beta_{max}\right) +$$

$$+ \frac{1}{24}\pi m_к^2 m_д \operatorname{tg}\beta_{max},$$

где $h_н$ — мощность наносов, м.

4.3. Конструкция бортов карьера и угол его откоса

Угол откоса бортов карьера представляет собой линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней.

Угол откоса рабочего борта карьера $\beta_{раб}$ отстраивается внутри рабочей зоны и представляет собой линию, соединяющую нижнюю бровку разрезной траншеи внутри экскаваторной заходки на наклонных и крутых месторождениях, или нижнюю бровку пласта полезного ископаемого на горизонтальных и пологих пластовых и россыпных месторождениях с верхней бровкой уступа верхнего рабочего горизонта,

$$\operatorname{tg}\beta_{раб} = \frac{H_{р.з}}{nh + B_{р.п}(n-1) + nh \operatorname{ctg}\alpha},$$

где $H_{р.з}$ — высота рабочей зоны; $B_{р.п}$ — ширина рабочей площадки; n — число горизонтов в рабочей зоне; h и α — соответственно высота и угол откоса уступа (табл. 4.5).

Угол рабочего борта карьера при разработке горизонтальных и пологих месторождений в зависимости от применяемой системы разработки вскрышных и добычных работ изменяется и составляет:

40—65° при глубине карьера 15—40 м и системах разработки с перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство механическими лопатами и драглайнами,

10—40° при глубине карьера 65—175 м при комбинированной системе разработки с перевалкой и перевозкой вскрышных пород в выработанное пространство,

30—40° при транспортных системах разработки с мягкими вскрышными породами при любой глубине разработки.

Нерабочий борт конструктивно в профиле представляет собой сочетание транспортных берм, берм безопасности и откосов погашенных уступов

$$\beta_{max} = \operatorname{arcctg}\left[\frac{nh \operatorname{ctg}\alpha + b_б(n-1) + \Sigma b_т}{H}\right],$$

где n, h, α — соответственно число уступов в контуре карьера, их высота и угол откоса; $b_б$ — ширина бермы безопасности

Таблица 4.5.
Угол откосов уступов

Группа пород	Характеристика пород, слагающих уступ	Высота рабочего уступа, м	Угол откоса уступа, градус		
			рабочего	нерабочего	
				одиночного	сдвоенного и строенного
I Крепкие скальные $\sigma_{сж} > 80$ МПа	Весьма крепкие	12—15	< 80	70—75	65—70
	Крепкие слаботрещиноватые и слабовыветрелые	12—15	70—75	60—65	55—60
II Средней крепости 8 МПа < $\sigma_{сж}$ < < 80 МПа	Крепкие трещиноватые	12—15	65—70	55—60	50—55
	Выветрелые интенсивно трещиноватые	12—15	60—65	50—55	45—50
	Сильновыветрелые				
	Интенсивно трещиноватые или рассланцованные	10—12	55—60	45—50	40—45
		10—12	45—50	40—45	35—40
III Слабые и связные $\sigma_{сж} < 80$ МПа	Частично дезинтегрированные изверженные	8—10	55—60	40—50	35—40
	Глинистые, полностью дезинтегрированные разности всех пород	8—10	40—50	25—40	25—30
	Глинистые песчано-гравийные отложения	8—10	40—45	35—40	30—35

Примечания. 1 При падении слоев, рассланцованных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30—35° (если трещины заполнены глиной, то под углом более 25°) уступам следует придавать угол откоса, соответствующий углу падения этих поверхностей ослабления, но не более приведенных в таблице 2 Таблица составлена с учетом применения специальной технологии постановки уступов в предельное положение

(по ЕПБ $b_б = 1/3h$); $\Sigma b_т$ — суммарная ширина транспортных берм; H — глубина карьера.

Технически допустимый угол откоса борта карьера без транспортных и предохранительных берм

$$\beta_{max} = \text{arcctg}[\text{ctg}\alpha + (H - h) / (3H)].$$

Для карьера глубиной 600 м при уступах высотой 30 м с углом откоса уступа 45, 50, 60 и 70° угол откоса борта карьера будет соответственно 37, 43, 48 и 55°.

В устойчивых массивах на глубоких карьерах были достигнуты углы откоса бортов карьера, близкие к предельным по устойчивости, а именно 47—52°, что возможно благодаря применению:

сдвоенных или строенных уступов в конечном положении;

предварительного щелеобразования наклонными скважинами, пробуренными по конечному контуру рабочего горизонта;

совмещения предохранительных берм с бермами периодической очистки и отстойки их параллельно транспортной берме на расстоянии по высоте, допустимой по правилам безопасности (наклонные бермы).

При использовании специальных средств укрепления откосов бортов карьера угол откоса может быть увеличен до 59°.

4.4. Карьерное поле и этапы его отработки

Размеры и форму карьерного поля выбирают с учетом предполагаемой технологии разработки, комплексной механиза-

ции и направления перемещения фронта горных работ.

Длина фронта работ должна обеспечивать необходимую производительность карьера в течение всего срока отработки карьерного поля.

По длине фронт работ подразделяют на блоки, в которых предусматривается работа выемочного оборудования.

Контур эффективности открытых горных работ на наклонных и крутых месторождениях по глубине разделяется на этапы со сроком отработки 15—20 лет, соразмерным срокам полной модернизации оборудования или перехода на новую технологию: с одним видом транспорта; с комбинированным транспортом (например автомобильно-железнодорожным, автомобильно-конвейерным); с использованием для вскрытия подземных горных выработок и вследствие этого реконструкции карьера.

Углы откосов бортов карьера промежуточных этапов принимают несколько меньшими, чем при погашении, но значительно большими, чем рабочих бортов карьера. Горизонты на каждом этапе отрабатываются по обычной технологии; при подходе к границе этапа работы временно консервируются. Для возможности возобновления горных работ у промежуточного борта через горизонт или два оставляется минимальная рабочая площадка.

При центральном сдвоенном фронте транспортирование полезного ископаемого обеспечивается по центральной и фланговым траншеям.

4.5. Элементы и форма трассы траншей

Трасса в профиле состоит из элементов: подъемов (уклонов) горизонтальных участков, радиусов сопряжения наклонных и горизонтальных участков, пунктов примыкания транспортных коммуникаций с рабочих горизонтов карьера в планс — из прямых участков радиусов закругления, тупиков при железнодорожном транспорте, петлевых соединений отрезков трассы при автомобильном транспорте. При конвейерном транспорте трасса в плане состоит из прямолинейных отрезков, прямо пропорциональных конструктивной длине конвейерных ставов. Максимальный уклон для каждого вида транспорта устанавливается по условию безопасности в эксплуатации (торможения и трогания с места).

По длине трасса разделена на участки, при железнодорожном транспорте — на перегоны, ограниченные средствами СЦБ. Наиболее нагруженная часть трассы называется *ограничивающим перегоном.*

Наибольший подъем, на котором конкретный колесный вид транспорта в грузовом направлении движется со скоростью, соответствующей установившемуся движению, называют *руководящим.*

Профиль в зависимости от вида примыкания к трассе путей с горизонтов карьера имеет три формы: с примыканием на руководящим подъеме, с примыканием на смягченном подъеме и с примыканием на площадках.

Форма трассы в плане *простая*, если она не меняет направление на всем протяжении, и *сложная*, если она состоит из нескольких участков разного направления.

Если протяженность трассы превышает длину борта карьера, на котором производится трассирование, то возможны следующие два варианта:

1. Трасса размещается на одном борту карьера, а ее простые отрезки разного направления соединяются тупиками и петлями максимально допустимых радиусов, соответствующих виду транспорта;

2. Трасса переводится с одного борта на другой до полного размещения ее на всю глубину карьера, при этом трасса приобретает спиральную форму.

Длина тупика

$$L = (l_1 + 15) + l_2 + T,$$

где $l_1 + 15$ — длина поезда с учетом пути торможения, м; l_2 — длина стрелочной зоны; $T = R_в \operatorname{tg}\varphi / 2$ — проекция вертикальной сопрягающей кривой, м; $R_в = 2000 \div 3000$ м — радиус вертикальной сопрягающей кривой, м, при укладке в пределах кривой стре-

лочных 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. Максимально возможная глубина вскрытия одной траншеи

$$h_{max} = (L_к + 2l_п)i,$$

где h_{max} — максимальная высота уступа, м; $L_к$ — длина карьерного поля, м; $l_п$ — длина площадки, м; i — уклон пути.

Петлевое соединение наклонных участков трассы предполагает создание поворотной площадки с радиусом $R = 15 \div 30$ м при автомобильном транспорте и $R = 120 \div 200$ м при железнодорожном транспорте.

В конструктивном плане петля состоит из следующих элементов: главной кривой с радиусом R_0, двух прямых вставок длиной l_1 и l_2 и двух криволинейных вставок с радиусами R_1 и R_2 (рис. 4.2, *а*). На практике часто используют упрощенную конструкцию петли, где центр 0 главной кривой переносится от вершины угла поворота трассы внутрь склона (рис. 4.2, *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 зависят от допустимой внутри ее скорости движения автосамосвалов (табл. 4.6).

Спиральную трассу применяют при всех видах колесного транспорта в случаях, когда простую и петлевую трассы применить невозможно (рис. 4.3).

Общая протяженность спиральной трассы $L_т$ 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, устанавливаются по формулам:

$$l_{тр} = k_у h / i_р;\ L_т = n_у l_{тр},$$

где $n_у$ — число вскрываемых уступов.

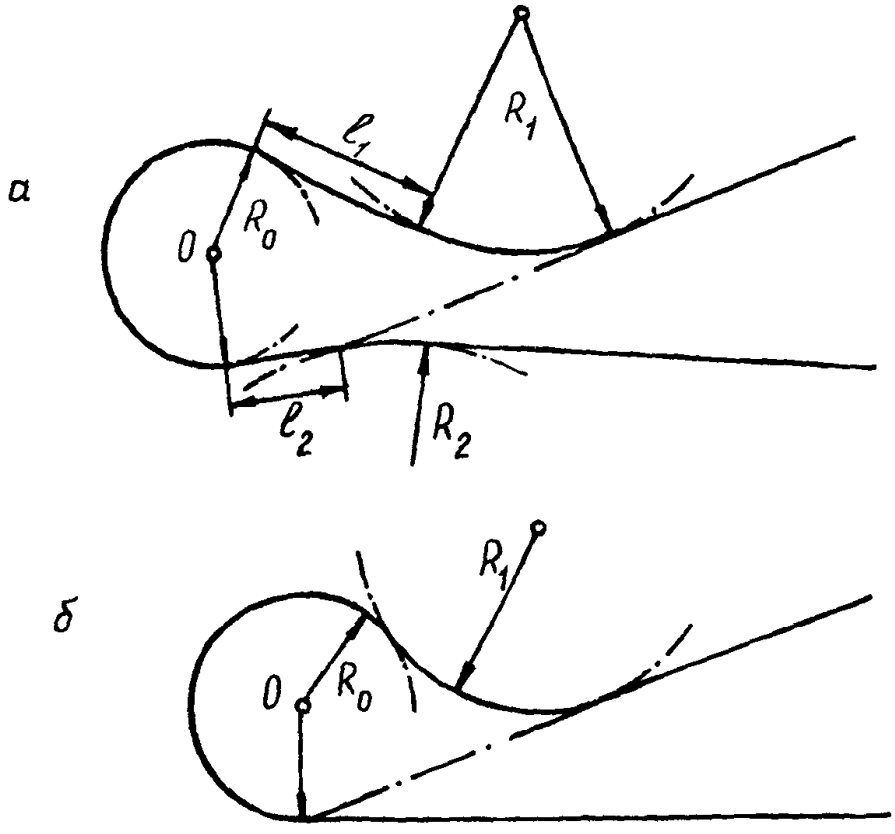


Рис. 4.2. Элементы петлевого соединения трассы

Таблица 4.6.
Конструктивные показатели петли

Показатели	Скорость движения автосамосвалов, км/ч		
	20	25	30
Минимальный радиус главной кривой R_0, м	15,0	20,0	30,0
Максимально допустимый уклон дороги в пределах петли i, ‰	4,0	3,5	3,0
Поперечный подъем дороги на повороте, ‰	6,0	6,0	6,0
Расширение дороги на повороте, м	3,0	3,5	4,0
Минимальный радиус криволинейных вставок R_1 и R_2, м	20,0	25,0	30,0

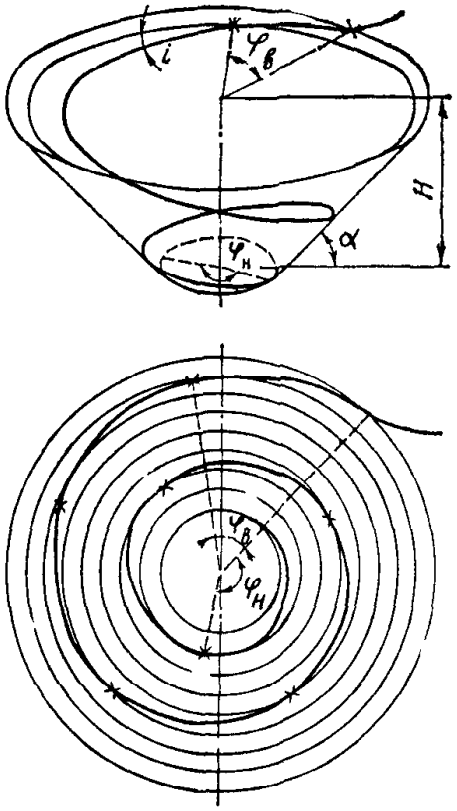


Рис. 4.3. Элементы спиральной трассы

4.6. Вскрытие карьерных полей наклонными горными выработками

Классификация горных выработок для вскрытия карьерных полей приводится в табл. 4.7.

Вскрытие карьерных полей внешними наклонными траншеями производят на расположенных на относительно небольшой глубине горизонтальных или пологих месторождениях, а также при разработке верхних горизонтов наклонных и крутых пластовых месторождений (рис. 4.4).

Отдельные траншеи закладывают вкрест простирания и реже по простиранию.

При этом способе вскрытия каждый уступ обеспечен транспортом независимо. Грузопотоки горной породы с каждого уступа полностью рассредоточены и имеют независимый один от другого выход на поверхность.

В условиях равнинной местности отдельными внешними траншеями вскрывают не более трех-четырех уступов.

Вскрытие групповыми внешними траншеями применяется на месторождениях с горизонтальным, пологим залеганием пласта, или с мощными рудными телами.

Внешние групповые траншеи обычно закладывают на флангах карьерного поля по простиранию или вкрест простирания.

Вскрытие общими внешними траншеями применяют при разработке горизонтальных, пологих и наклонных месторождений значительной мощности, а также верхних горизонтов мощных залежей любой формы и размеров.

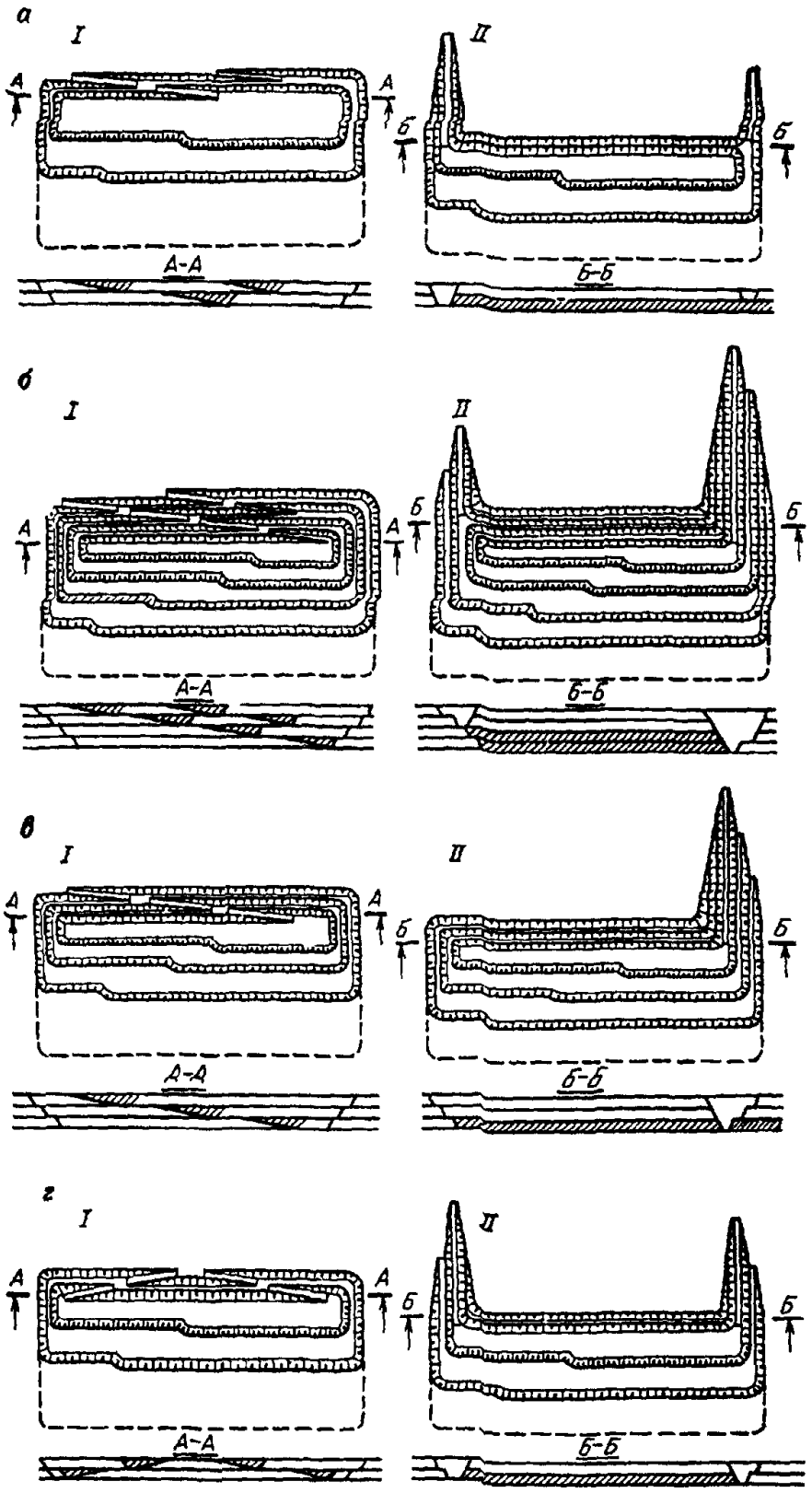


Рис. 4.4. Вскрытие карьерных полей капитальными выработками:
I — наклонными транспортными бермами; *II* — наклонными траншеями; *а* — отдельными; *б* — групповыми; *в* — общими; *г* — парными

Таблица 4.7.
Вскрывающие горные выработки*

Признак	Основание для разделения	Наименование
Вид выработки	Форма сечения	Траншея, полутраншея, берма, ствол, штольня
Расположение горных выработок	Контур карьерного поля	Внешние Внутренние
	Горизонтальная поверхность	Вертикальные, крутые, наклонные
Число обслуживаемых горизонтов	Один Несколько Все	Отдельные Групповые Общие
Назначение	Обслуживание груза и порожняка	Одинарные
	Обслуживание только груза и только порожняка	Парные
Стационарность	Постоянное положение Временное положение	Капитальные Скользящие

* Пополненная классификация проф. Е.Ф. Шешко

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 учитывается способ примыкания путей транспортных берм с рабочих горизонтов к траншее. Транспортные бермы внешних траншей при двухпутном железнодорожном и двухстороннем автомобильном транспорте могут обеспечивать независимое обслуживание грузопотоков с рабочих горизонтов.

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 месторождений с косогорным рельефом поверхности осуществляется **полутраншеями** (рис. 4.5).

Каждый уступ или группа породных уступов при этом имеет внешние независимые отвалы, которые возводят в непосредственной близости от уступов.

Вскрытие карьерных полей отдельными наклонными бермами (внутрен-

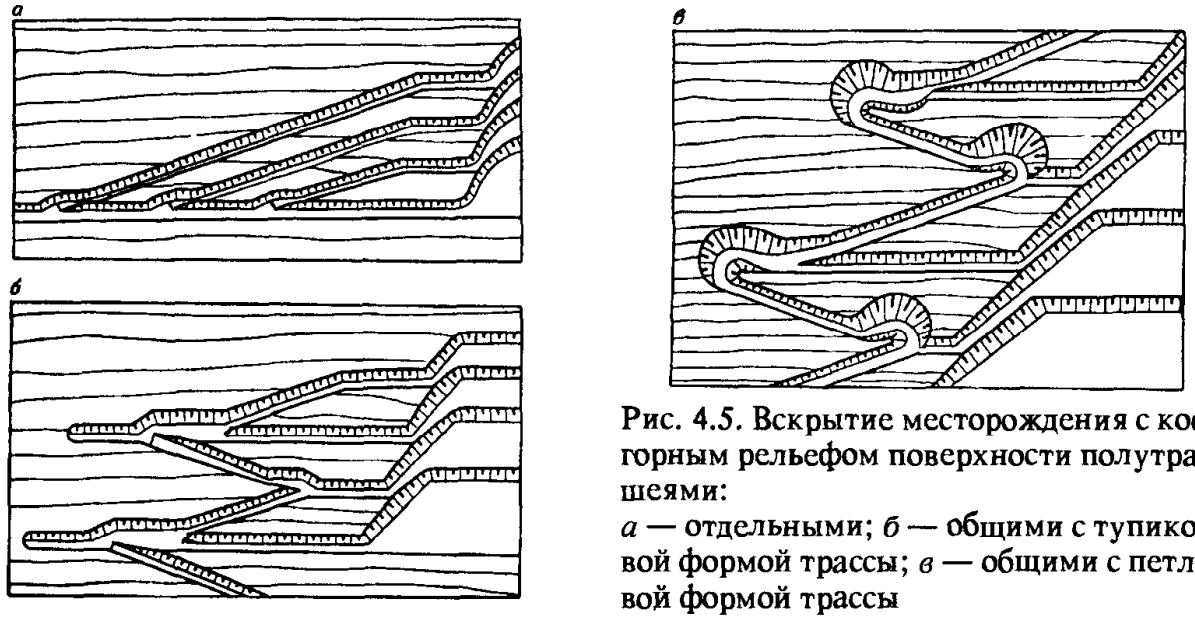


Рис. 4.5. Вскрытие месторождения с косогорным рельефом поверхности полутраншеями:
а — отдельными; *б* — общими с тупиковой формой трассы; *в* — общими с петлевой формой трассы

ними траншеями) позволяет рассредоточить грузопотоки горной породы с каждого горизонта с обособленным их выходом на поверхность. Взаимная независимость траншей создает условия для лучшей организации эксплуатационных работ.

Вскрытие групповыми наклонными бермами применяют для глубоких горизонтальных и пологих пластовых месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным числом уступов.

Вскрытие общими внутренними транспортными бермами применяют для наклонных и крутых месторождений, распространяющихся на большую глубину, а также для месторождений, расположенных в гористой местности. При вскрытии общими внутренними бермами грузопотоки породы и полезного ископаемого сосредоточены по направлению.

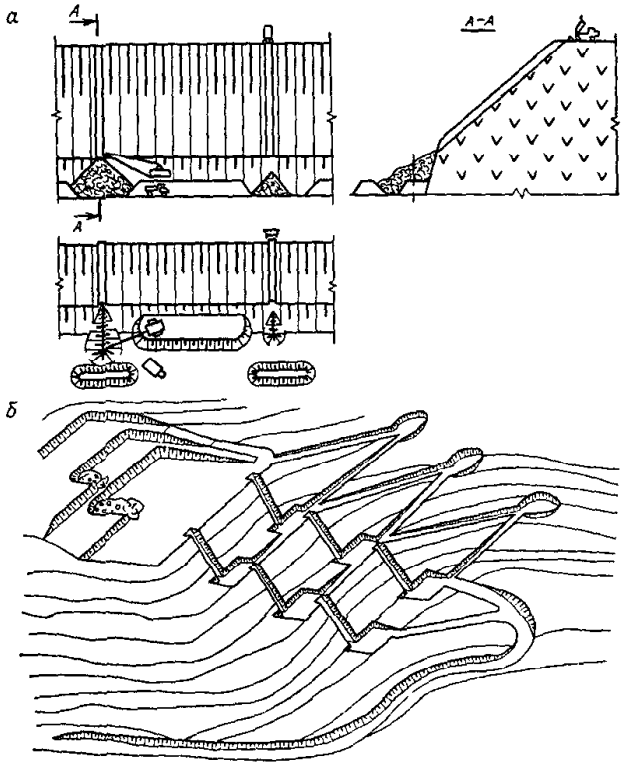


Рис. 4.6. Схемы крутых траншей для гравитационной доставки:
а — одноступенчатая; *б* — многоступенчатая

4.7. Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями

При использовании конвейерных, скиповых подъемников и гравитационного транспорта в технологических потоках вскрытие карьерного поля осуществляется крутыми траншеями, угол наклона которых определяется параметрами транспорта: конвейерный — 16°, скиповой — 45—90°, гравитационный — рудоскаты 40—30°.

Траншеи для конвейерных подъемников могут располагаться под любым углом к контуру карьера; для скипового и рудоскат строго перпендикулярно к контуру бортов карьера.

Для использования эффекта самозатормаживания при гравитационной доставке горной массы угол наклона уменьшается к основанию (в верхней — 40°, в средней — 35°, в нижней — 30°). При большой высоте переспуска горной массы рудоскаты имеют ступенчатую форму, в которых высота и угол откоса каждой части устанавливаются с учетом надежной и безопасной его работы (рис. 4.6).

4.8. Вскрытие карьерных полей подземными горными выработками

При использовании в технологических потоках гравитационной доставки вскрытие рабочих зон карьера осуществляется рудоспусками, которые располагаются внутри карьерного поля в рабочей зоне таким образом, чтобы обеспечивались минимальные затраты на доставку по ним руды из забоев. Угол наклона рудоспуска выбирается из условий размещения устья рудоспуска в рабочей зоне карьера и перегрузочного узла в штольне, но не менее 45°. По условиям эксплуатации наиболее эффективны вертикальные рудоспуски с расширенной до размеров камеры с несколькими погрузочными люками нижней аккумулирующей частью рудоспуска (рис. 4.7).

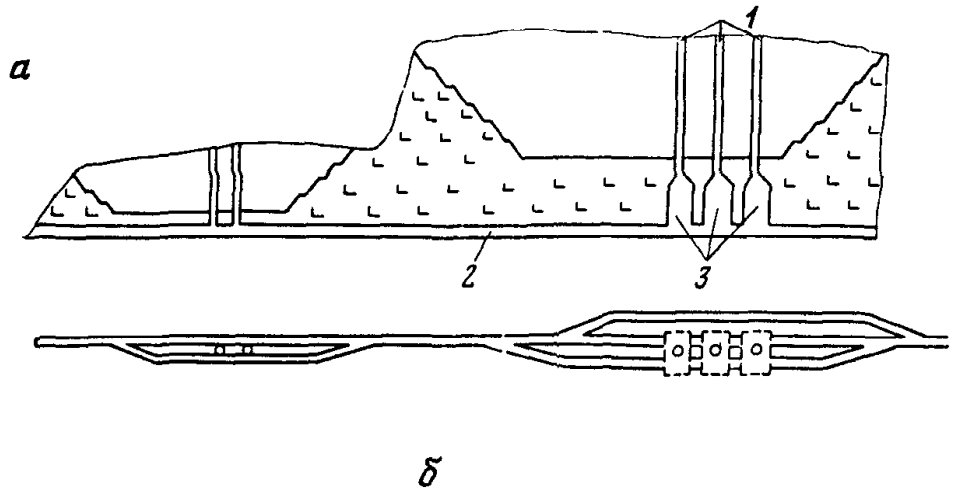
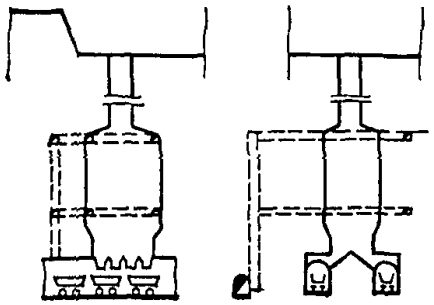


Рис. 4.7. Схема вскрытия карьерных полей месторождений Расвумчорр-Цирк и Плато-Расвумчорр подземными горными выработками (*а*):
1 — рудоспуски; *2* — штольня; *3* — погрузочные камеры рудоспусков; *б* — конструкция камер



Сечение штольни выбирается в зависимости от параметров используемого в ней транспорта. Для стока воды уклон штольни в сторону устья должен составлять 1—2 %. При разработке месторождений с равнинной поверхностью для вскрытия рабочей зоны второго и последующих этапов разработок, когда размещение подъемника невозможно на борту карьера, применяют наклонные стволы с выходом ствола в рабочую зону карьера на концентрационный горизонт второго этапа разработки. Наклонный ствол оборудуется одним или двумя конвейерными подъемниками для доставки руды и вскрышных пород. У устья квершлага или самого наклонного ствола предусматривается перегрузочная площадка с установкой дробильного агрегата. Сечение наклонного ствола определяется параметрами конвейерных подъемников и необходимых обслуживающих механизмов (рис. 4.8), а

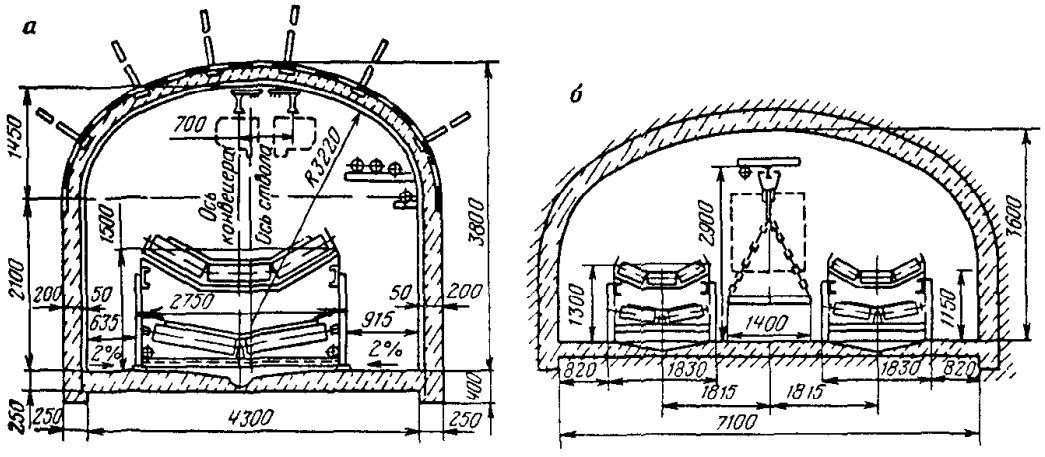


Рис. 4.8. Сечение наклонного ствола для конвейерного подъемника с одним (*а*) и двумя (*б*) конвейерными ставами

глубина заложения — границей перехода на комбинированный транспорт, срок его службы — временем отработки следующего этапа.

Применение наклонных стволов для вскрытия рабочей зоны карьера возможно при колесных видах транспорта, в частности железнодорожном, который используется как внутрикарьерный или как часть транспорта в технологическом потоке для доставки горной массы из карьера в комбинации с внутрикарьерным автомобильным. В этом случае у устья наклонного ствола сооружаются станции для обмена составов и перегрузочный пункт.

При вскрытии карьерного поля подземными горными выработками шаг углубления составляет при использовании наклонного ствола с конвейерным транспортом 100—150 м.

4.9. Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля

Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля осуществляется *разрезными траншеями* с целью создания первоначального фронта работ и размещения горного и транспортного оборудования.

Место расположения разрезных траншей подчинено направлению размещения трассы в контурах этапа. При часто используемой на таких месторождениях спиральной трассе разрезная траншея на каждом горизонте располагается по предельному контуру этапа с веерным развитием фронта работ на каждом вскрываемом горизонте в месте примыкания внутренней траншеи к разрезной (рис. 4.9).

При разработке рабочих горизонтов панелями разрезная траншея проводится вдоль фронта работ с одновременной нарезкой панели поперечными разрезными траншеями на ширину панели.

Схемы разработки горизонта с панельной подготовкой разрезными траншеями на горизонтальных наклонных и крутых пластовых месторождениях показаны на

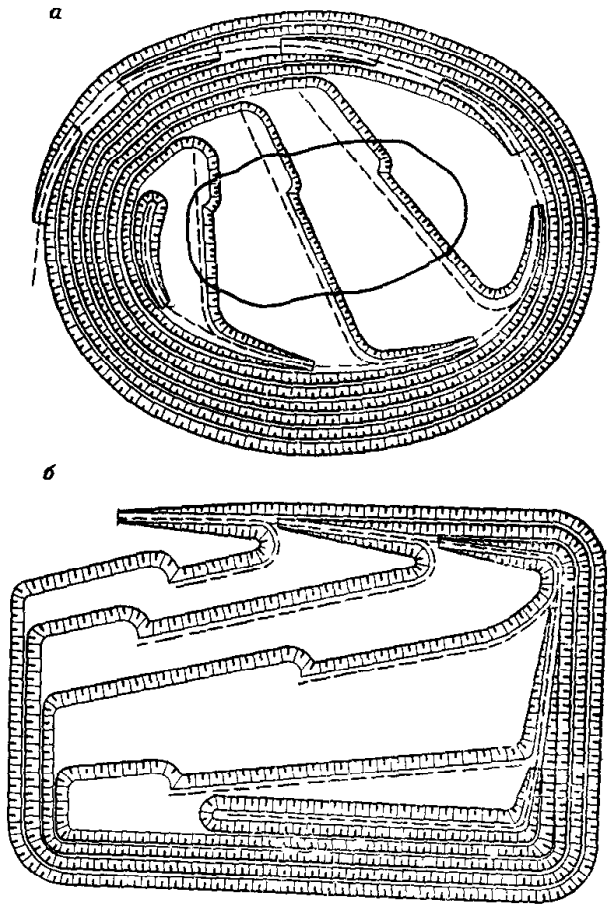


Рис. 4.9. Схемы размещения разрезной траншеи в рабочей зоне карьера при спиральной форме трассы (*а*) и веерном развитии фронта работ в пределах горизонта (*б*)

рис. 4.10, на нагорных месторождениях с косогорным рельефом — на рис. 4.11.

Рабочие горизонты при разработке мощных пластовых залежей могут вскрываться короткими поперечными траншеями (рис. 4.12).

Для интенсификации вскрытия глубокозалегающих месторождений, а также для вскрытия ограниченной в плане рабочей зоны карьерного поля при обработке месторождения этапами возможно использование для вскрытия рабочих горизонтов вскрывающей выработки в виде сектора (рис. 4.13).

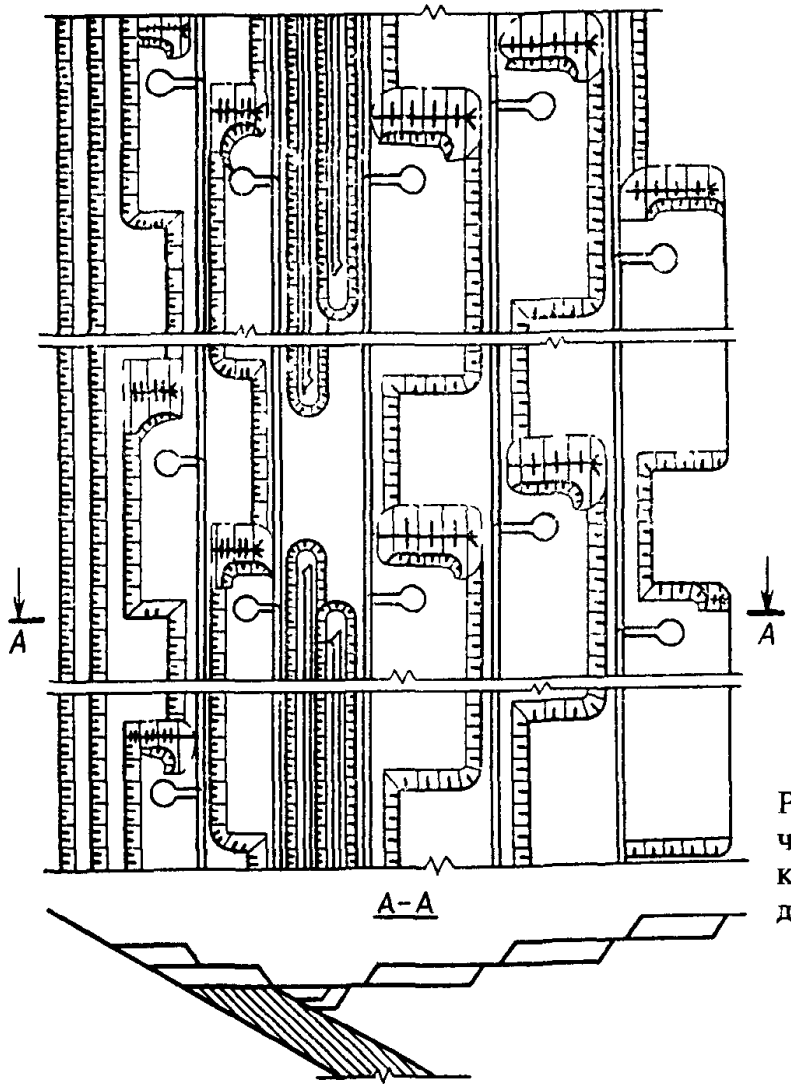


Рис. 4.10. Схемы вскрытия рабочих горизонтов при отработке наклонного пластового месторождения панелями

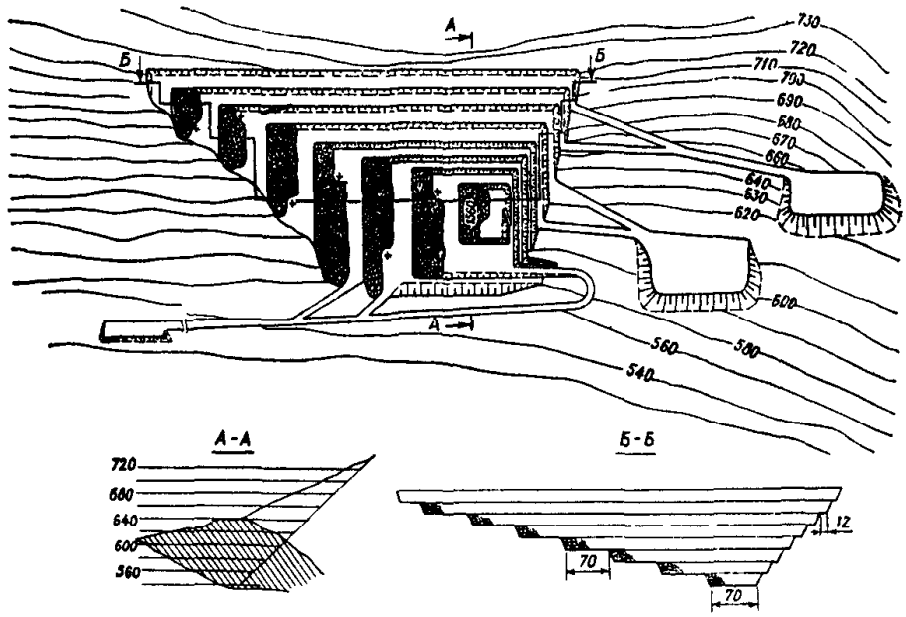


Рис. 4.11. Схемы вскрытия рабочих горизонтов при отработке нагорного месторождения панелями

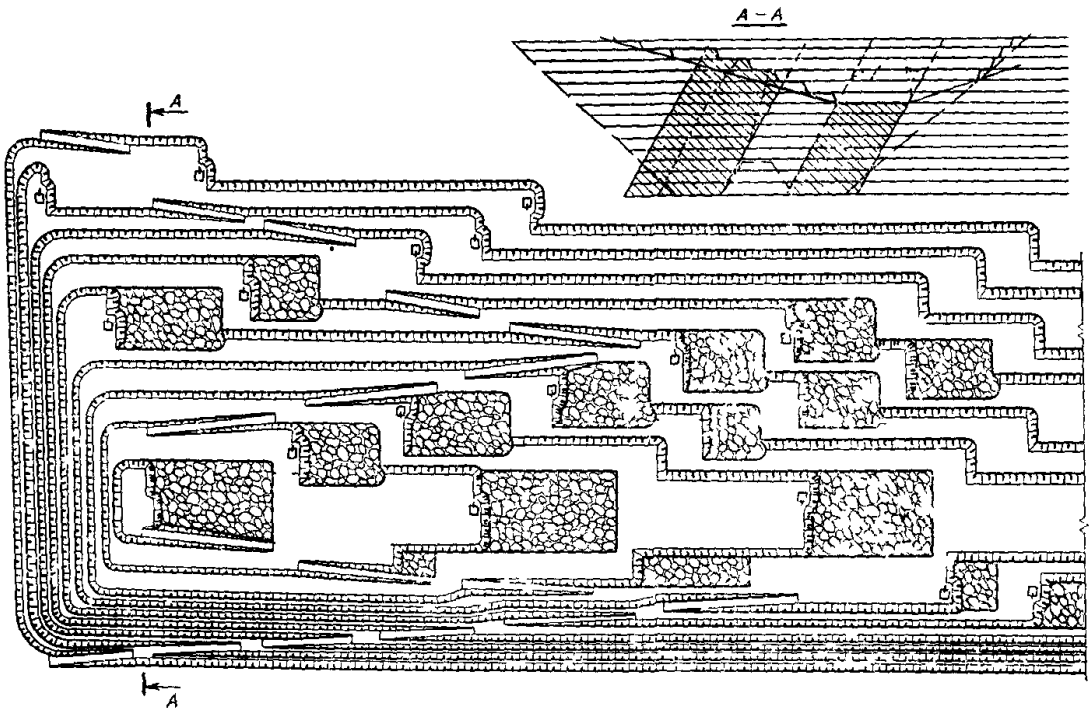


Рис. 4.12. Вскрытие рабочих горизонтов короткими поперечными траншеями при разработке мощных пластовых залежей

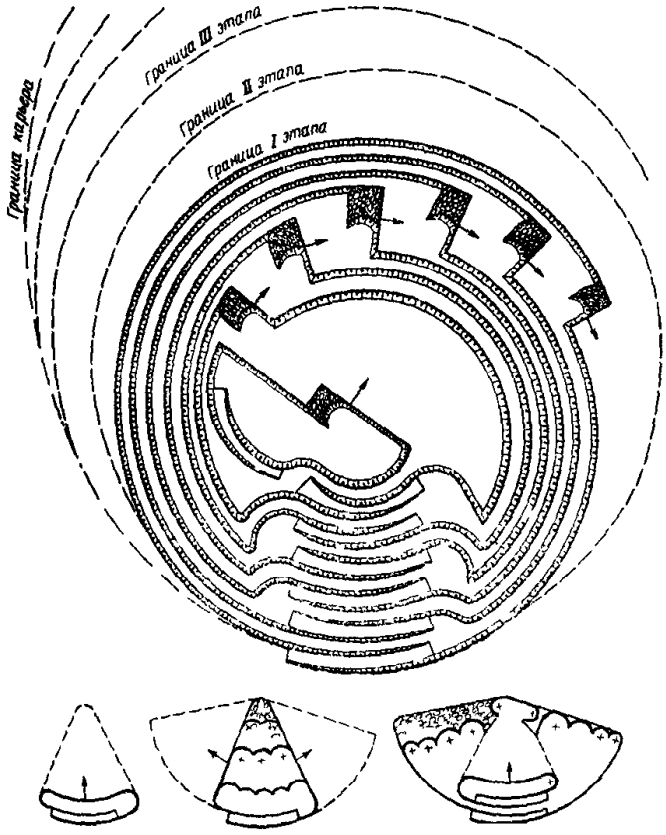


Рис. 4.13. Вскрытие рабочих горизонтов карьера разрезными траншеями в виде сектора

4.10. Расчет объемов вскрывающих горных выработок

Параметры капитальных наклонных траншей и полутраншей: ширина основания; уклон i (табл. 4.8), который определяется типом используемого транспорта; глубина H вскрываемого горизонта; угол откосов бортов траншеи α (табл. 4.9).

Минимальная ширина основания капитальных траншей определяется суммой габаритов транспортных сосудов, безопасных зазоров между ними, поперечных размеров площадок, кюветов и других элементов транспортных путей; учитываются также условия устойчивости основания и бортов траншей, которые в основном в мягких четвертичных породах. В случае использования электровозного транспорта предусматривают площадку для размещения опор контактной сети. Опоры могут располагаться у основания откоса или между путями при двухпутной траншее. В последнем случае ширина основания двухпутной траншеи увеличивается на 2,1 м (рис. 4.14).

На криволинейных участках железнодорожного пути ширина основания траншей (табл. 4.10) при радиусах кривых более 200 м увеличивается на 0,2 м, а при радиусах кривых менее 200 м — на 0,3 м.

Ширина основания траншей при автомобильном транспорте также зависит от физико-механических свойств пород основания и откосов и ширины проезжей части автодорог (табл. 4.11). Автодороги на

Таблица 4.8.
Характерные подъемы капитальных горных выработок

Вид карьерного транспорта	Величина подъема транспортных сосудов
Наклонные траншеи	
Железнодорожный (электрическая тяга)	0,025—0,040
Автомобильный	0,060—0,080
Крутые траншеи	
Бесклетевой подъем с тягачами	7—15°
Ленточные конвейеры	15—16°
Клетевой подъем	15—25°
Скиповой подъем	25—90°

Таблица 4.9.
Угол (градус) откосов бортов наклонных траншей

Порода	Влажность грунта	
	Сухая и естественная влажность	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

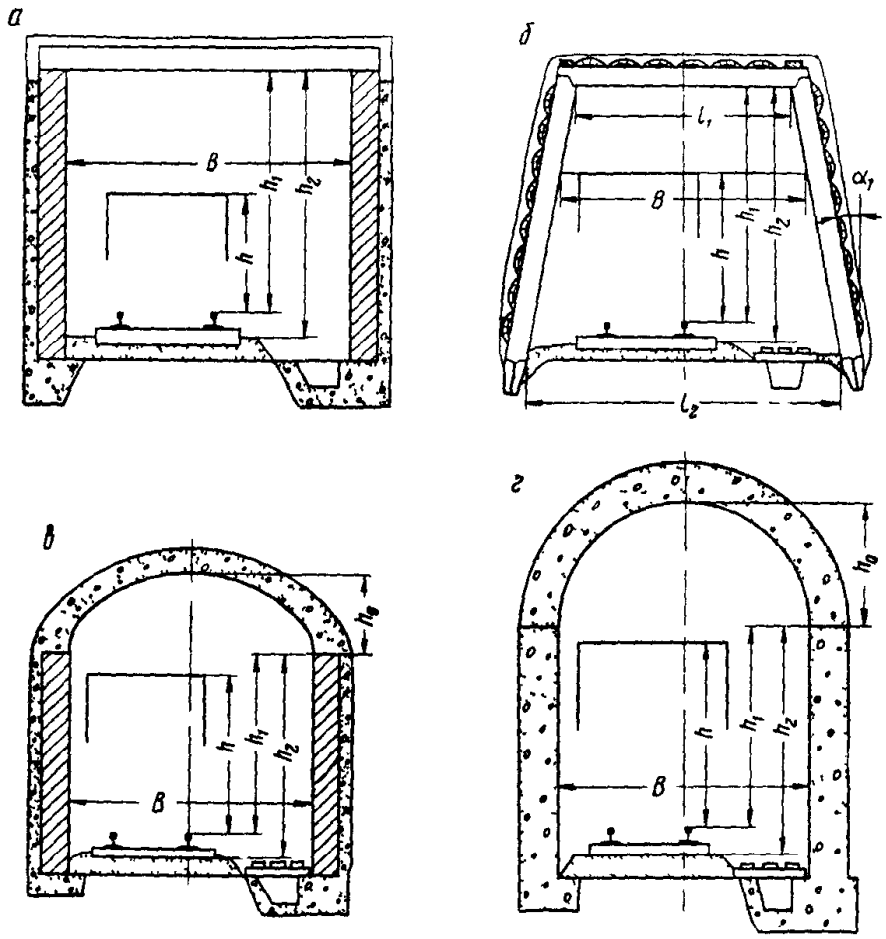


Рис. 4.14. Поперечные сечения подземных горизонтальных и наклонных выработок: *а* — прямоугольная; *б* — трапециевидная; *в* и *г* — сводчатые; B и l_1 — ширина выработки соответственно в свету и в верхней части; h — высота транспортного сосуда от головки рельс; h_0 — высота свода; h_1 — высота выработки от головки рельс до основания свода, h_2 — высота выработки от основания пути; α_1 — угол наклона боковых стоек трапециевидной крепи

Таблица 4.10.
Ширина *b* (м) основания наклонных траншей для железнодорожного транспорта

Породы	Один путь		Два пути	
	Электровозная тяга	Тепловозная тяга	Электровозная тяга	Тепловозная тяга
Мягкие	13	12	18	16
Скальные	11	10	15	14

Таблица 4 11.
Ширина *b* (м) основания наклонных траншей при двухполосном движении средств автотранспорта

Породы	Грузоподъемность автосамосвалов, т		
	27—40	75—120	120—180
Мягкие	25—26	30—35	35—37
Скальные	20—21	27—32	32—35

косогорах имеют односкатный уклон от бровки косогора. На внешней стороне подошвы полутраншей на расстоянии 0,5 м от бровки устанавливают через каждые 3 м (на кривых через 2 м) надолбы или тумбы из камня или железобетона; вместо тумб иногда 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.

Ширина основания капитальной траншеи, установленная по условиям размещения транспортных коммуникаций, проверяется также по условиям проведения траншей (табл. 4.12, 4.13).

Расчетными элементами подземных вскрывающих выработок являются форма и размер поперечного сечения (рис. 4.15).

Расстояние от крепи до габарита подвижного состава в горизонтальных подземных выработках на прямолинейных участках должно быть с одной стороны не менее 700 мм для прохода людей, а с другой стороны — 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 производятся сцепка и расцепка вагонов, зазоры между крепью и габаритом принимают не

Таблица 4.12.

Ширина основания b (м) наклонных траншей в зависимости от типа экскаватора, применяемого для их проходки

Угол откоса борта траншей α, градус	Экскаватор			
	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—45°, в скальных породах — 50—80°.

Таблица 4.13.

Ширина основания b (м) горизонтальных разрезных траншей в скальных породах

Высота уступа, м	Автомобильный транспорт		Железнодорожный транспорт			
	Грузоподъемность, т		Один путь		Два пути	
			Вид тяги			
	25—40	75—100	Электровозная	Тепловозная	Электровозная	Тепловозная
10	28	35	22	21	27	25
15	33	40	26	25	31	29
20	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

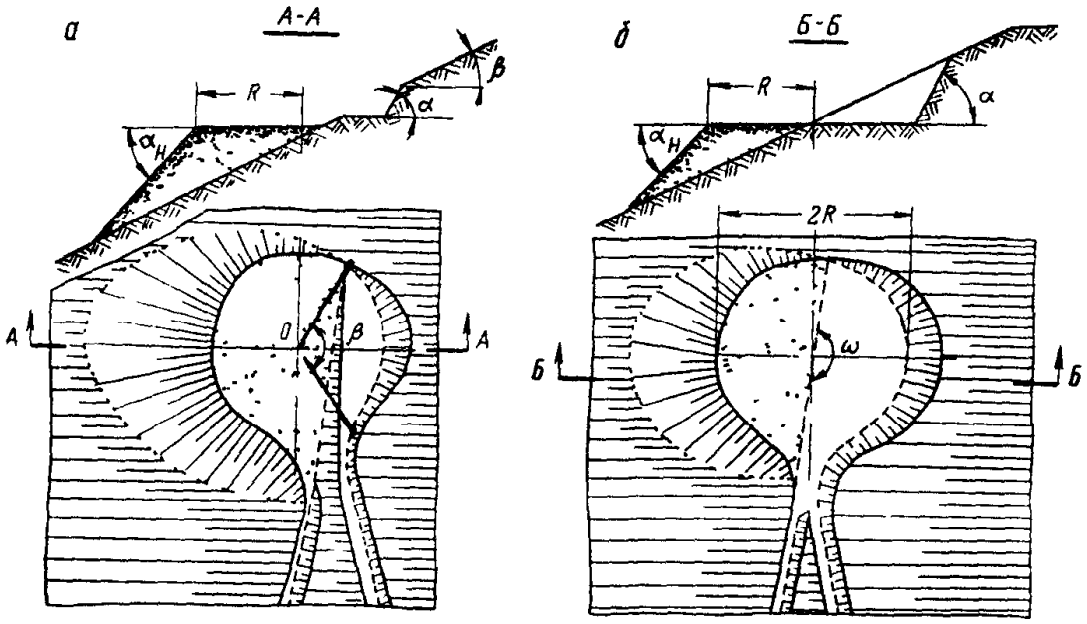


Рис. 4 15. Конструкция петли на косогоре:
а — на насыпи; *б* — в полувыемке — на полунасыпи

менее 700 мм с каждой стороны. На участках остановки пассажирских поездов по всей длине поезда оставляют свободный проход шириной не менее 1000 мм.

Подвеска контактного провода производится 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 расширяются с внешней стороны. В двухпутных выработках при этом увеличивается 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 принимается круглое сечение. Выработки, предназначенные для спуска полезного ископаемого (рудоспуски), пройденные в крепких породах, не армируются. Диаметр их устанавливается из условия обеспечения необходимой пропускной способности, а также зависит от крупности, механических свойств и физического состояния транспортируемой руды.

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.

Конструктивно наклонные общие и групповые траншеи могут быть и с независимыми выходами объединенных на выходе в один поток транспортных коммуникаций в траншеи.

Горно-строительный объем траншеи с независимым выходом меньше, чем с объединенным, на 30 %. Организация транспорта в траншее с независимым выходом проще, а ее пропускная способность и безопасность работы транспорта выше, поэтому траншеи с объединением потоков внутри для использования на практике не рекомендуются. Расчетные формулы для определения объемов наклонных внешних траншей приведены в табл. 4.14.

Таблица 4.14.
Расчетные формулы для определения объема внешних траншей

Определяемый объем	Формулы
Одиночная траншея с вертикальным торцом	$V = H^2/\iota(b/2 + H/3\mathrm{tg}\beta)$
То же с учетом откоса торцовой части (учитывается при автомобильном и конвейерном транспорте)	$V = H^2/\iota(b/2 + H/\mathrm{tg}\beta) + H^2/\mathrm{tg}\beta(b/2 + h/(2\mathrm{tg}\beta)$
То же, с обратным откосом	$V = H^2/\iota(b/2 + H/(3\mathrm{tg}\beta) - H^2/\mathrm{tg}\beta(b/2 + 2H/(3\mathrm{tg}\beta)$
Одиночная полутраншея на косогоре с углом α	$V = \frac{Hb^2 \sin\beta \sin\alpha}{2\iota \sin(\beta\alpha)}$
Траншея на два уступа с вертикальным торцовым откосом и общим выходом на поверхность	$V = 4h^2/\iota(b/2 + 2h/(3\mathrm{tg}\beta) + b_т h_1^2/\iota$
То же, при вскрытии n-го горизонта	$V = H_n^2/\iota(b/2 + H_п/(3\mathrm{tg}\beta) + b/2\iota(H_1^2 + H_2^2, \ , + + H_n^2 - 1)$
То же, с независимым выходом путей на поверхность	$V = 4h^2/\iota(b/2 + 2h/(3\mathrm{tg}\beta) + b_т h_1^2/(2\iota)$
Внешняя траншея с учетом объема кривои примыкания на одном борту	$V = h(R^2 - Rh\mathrm{ctg}\beta)\ (\mathrm{tg}\alpha/2 - \pi\varphi/360) + + b/2(h_1^2/\iota_р + \frac{h^2 - h_1^2}{\iota_1}) + \frac{1}{3\mathrm{tg}\beta}(h_1^3/\iota_р + \frac{h^3 - h_1^3}{\iota_1})$ Здесь $h_1 = h - l_к\iota_к,\ \iota_1 = \frac{\pi}{2}\iota_к$
То же, при наличии кривых на обоих бортах	$V = 0{,}43h(R^2 - Rh\mathrm{ctg}\beta + b/2(\frac{h^2}{\iota_р} + \frac{h^2 - h_1^2}{\iota_1}) + + \frac{1}{3\ \mathrm{tg}\beta}(\frac{h^3}{\iota_р} + \frac{h^3 - h_1^3}{\iota_1})$

Примечание. Обозначения H — глубина траншеи, h — высота уступа, β — угол откоса борта траншеи, b — ширина подошвы траншеи, $b_т'$ — ширина транспортной бермы на первый уступ, $\iota_р$ — руководящий подъем

Объем работ по сооружению наклонных транспортных берм выполняется в эксплуатационный период, поэтому учет их объема может производиться только для периода строительства карьера; их объем рассчитывается по формуле объема наклонной траншеи полного профиля с глубиной вскрываемого горизонта.

Объем капитальной траншеи, сооружаемой в сложных условиях рельефа местности, определяют по методу вертикальных параллельных сечений. Площади сечений $S_1, S_2, ..., S_n$ подсчитывают при помощи планиметра. Полный объем траншеи

$$V' = \frac{0+S_1}{2}l_1 + \frac{S_1+S_2}{2}l_2 + ,..., + \frac{S_{n-1}+S_n}{2}l_{n-1},$$

где $S_1, S_2, ..., S_n$ — площади поперечных сечений траншей в характерных местах профиля, м^2; $l_1, l_2, ..., l_{n\ 1}$ — расстояние между отдельными поперечными сечениями, м.

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. 4.16).

Объем (м^3) горных работ по сооружению выемки или насыпи приближенно рассчитывают по формулам:

для полувыемки

$$V = 2/3k_в\psi R^3\lambda;$$

для полунасыпи

$$V = 2/3k_н\psi_1 R^3\lambda.$$

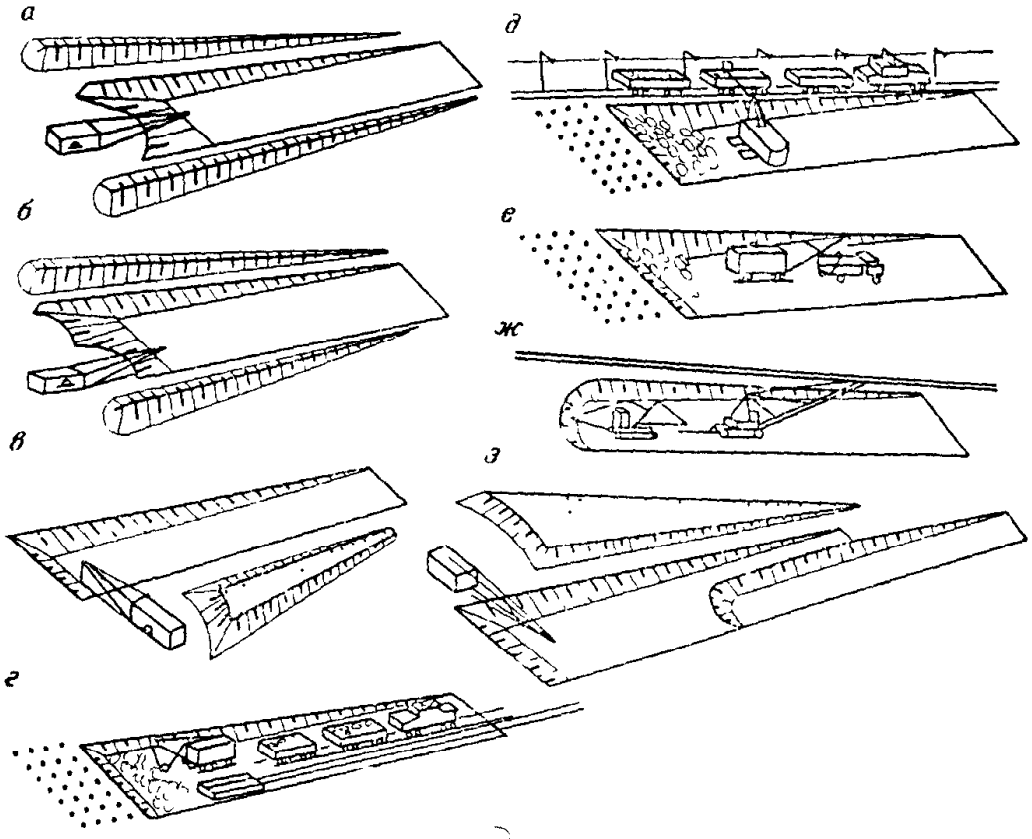


Рис. 4.16. Способы проведения наклонных траншей:
а, б — драглайном с размещением отвалов на двух бортах при различной ширине траншеи; *в* — то же, с размещением отвалов на одном борту траншеи; *г, д* — одноковшовым экскаватором с применением ж.-д. транспорта; *е* — то же, с применением автомобильного транспорта; *ж* — роторным экскаватором с конвейерным транспортом; *з* — комбинированным способом (бестранспортным и с использованием транспорта)

Величины ψ и ψ_1 определяют из выражений

$$\psi = \frac{\sin\alpha \sin\beta_к}{\sin(\alpha - \beta_к)}; \psi_1 = \frac{\sin\alpha_н \sin\beta_к}{\sin(\alpha_н - \beta_к)},$$

где βк — угол откоса борта карьера или косогора, градус; α — угол откоса борта выемки, градус; $\alpha_н$ — угол откоса насыпи, градус.

Коэффициентом λ учитываются торцовые участки полувыемки или полунасыпи. Значения коэффициента λ для определения объема полувыемки принимают следующими:

Угол откоса выемки или насыпи, градус	99—75	75—60	60—45	45—30	>30
Коэффициент λ	1,02	1,08	1,13	1,18	1,22

Объем (м^3) крутой траншеи для конвейерного или скипового подъемника:

$$V = (b + h\mathrm{ctg}\alpha)hL,$$

где b — ширина дна траншеи, м; h — заглубление траншеи в массив борта карьера, м; α — угол откоса бортов траншеи, градус; L — длина трассы подъемника, м.

Объем (м^3) рудоската

$$V = (b + h\,\mathrm{ctg}\alpha)hH\,\mathrm{tg}\beta,$$

где H — высота переспуска горной массы, м; β — угол наклона рудоската, градус.

Объем ($м^3$) рудоспуска:
круглого, вертикального, наклонного

$$V = \frac{1}{4}\pi D^2 H \operatorname{tg}\beta ,$$

где D — диаметр рудоспуска ($D > d_{max}$); H — глубина, м; β — угол наклона, градус; d_{max} — максимальный диаметр куска транспортируемой горной массы, м;

наклонного арочного сечения и штольни

$$V = b(h + 0{,}26b)L,$$

где b — ширина выработки, м; h — вертикальная высота стенки, м; L— длина выработки, м.

Объем ($м^3$) горизонтальных разрезных траншей по вскрытию рабочих горизонтов

$$V_г = (b + h\operatorname{ctg}\alpha)hL,$$

где b — ширина дна траншеи, м; h — высота вскрываемого горизонта, м; L — длина разрезной траншеи, м; α — угол откоса борта траншеи, градус.

Объем горизонтальной полутраншеи для месторождений с косогорным рельефом

$$V_{пт} = \frac{b^2 \sin\alpha \sin\beta_к}{2\sin(\alpha - \beta_к)} L ,$$

где α и βк — углы откоса соответственно уступа и косогора.

4.11. Способы проведения горных выработок

Внешние наклонные траншеи на карьерах с мягкими породами проводятся драглайнами, роторными экскаваторами с отвалообразователем или скреперами, на карьерах с крепкими породами — одноковшовыми экскаваторами (рис. 4.17). Для сооружения траншей возможно применение взрывов на выброс. 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.

Рудоспуски с поверхности проводятся с помощью проходческого копра. Крепление применяют только при проходке. Проведение рудоспусков снизу вверх производится с помощью проходческих комплексов КПВ-1 и КПВ-2, позволяющих осуществлять бурение и заряжение шпуров с отбойкой, гравитационной доставкой горной массы к основанию рудоспуска и ее погрузкой на горизонте штольни. Скорость проходки с помощью этих комплексов достигает 60 м/мес.

С появлением средств бурения скважин большого диаметра проведение рудоспусков упростилось. Сооружение рудоспуска заключается в бурении пилотной скважины диаметром 200—350 мм сверху вниз на всю длину рудоспуска и в расширении ее бурением снизу вверх до требуемых размеров. При этом буровая мелочь попадает на горизонт штольни или специальной выработки и там загружается в средства транспорта.

Сооружение подземных выработок бурением возможно под любым углом наклона. В настоящее время зарубежные фирмы США, ФРГ, Швеции выпускают оборудование для бурения подземных горных выработок диаметром до 7 м и скоростью проходки в крепких породах до 9 м/смену.

Достигнуты большие успехи в проведении вертикальных стволов прямым бурением с промывкой забоя глинистым раствором. Таким способом за рубежом был пробурен ствол в крепких породах на глубину 860 м со скоростью бурения 0,4 м/ч.

В настоящее время созданы и успешно эксплуатируются проходческие буровые комбайны для проведения горизонтальных подземных выработок диаметром от 2,5 до 9 м. На одном из рудников Австрии комбайном была пройдена выработка в крепких породах с пределом прочности при сжатии 110—120 МПа, диаметром 3,5 м, со средней скоростью 38 м/сут.

Технологические схемы проведения горизонтальных разрезных траншей разделяются по использованию транспорта для перевозки горной массы — на бестранспортные и с использованием транспорта, по способу проведения траншей — на полное сечение и послойное (табл. 4.15—4.17).

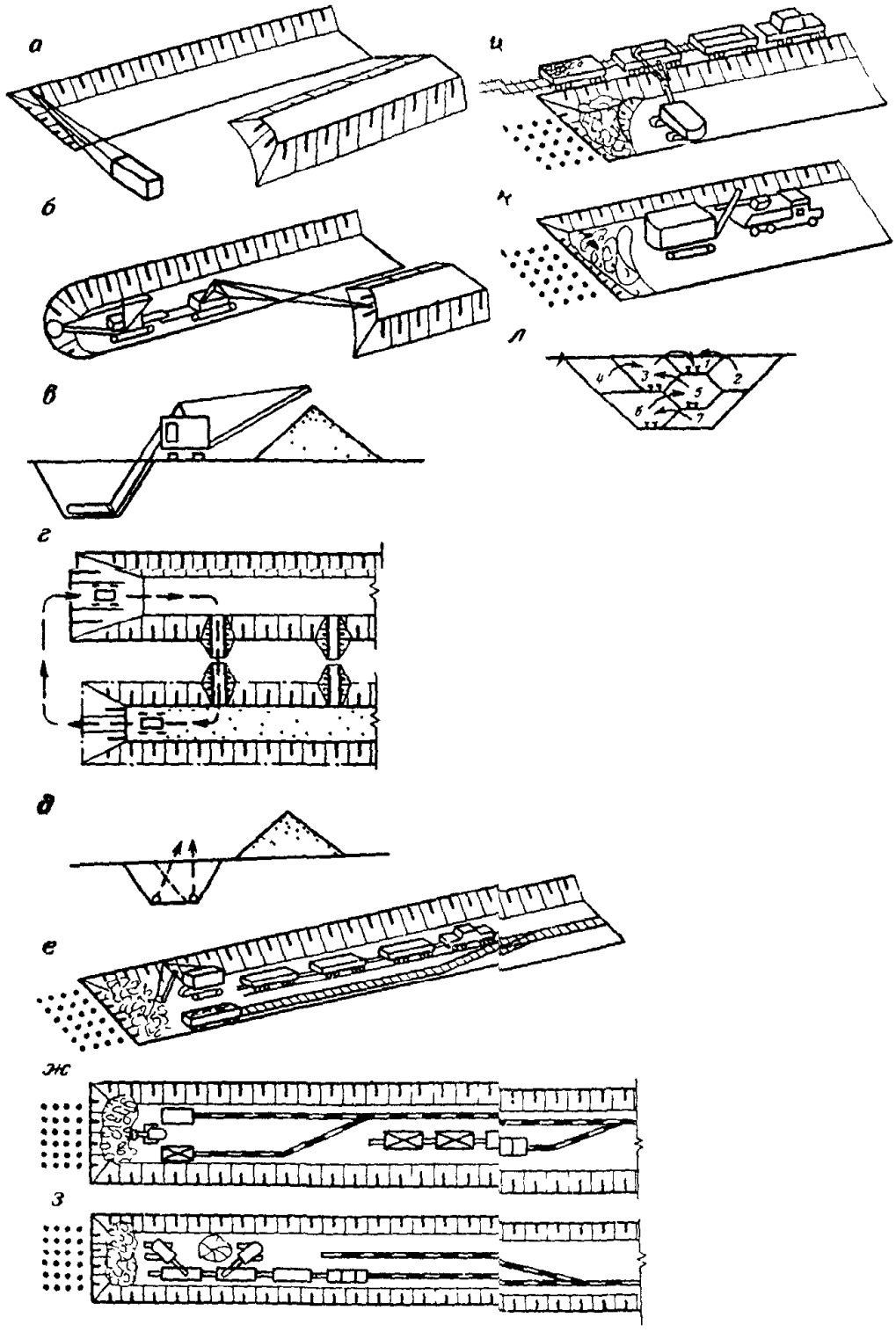


Рис. 4.17. Способы проведения горизонтальных разрезных траншей:

а — драглайном; *б*, *в* — роторным и цепным экскаваторами; *г* — скрепером; *д* — взрывом на выброс; *е*, *ж*, *з*, *и* — одноковшовым экскаватором с погрузкой в ж.-д. транспорт соответственно повагонно на один путь, повагонно на два пути двумя экскаваторами, одноковшовым экскаватором с верхней погрузкой в ж.-д. транспорт; *к* — одноковшовым экскаватором с погрузкой в автотранспорт; *л* — при большой глубине траншей; *1—7* — порядок слоевого проведения траншей

Таблица 4.15.

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 и ширина B поверху при ширине траншеи понизу, м		Высота отвала $H_о$, м
				19	23	
ЭШ5.40	25	44,5	13,0	9,0 / 45,0	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	54,0	28,0	13,3 / 57,0	12,5 / 58,0	13,2
ЭШ10.60	25	60,0	19,0	16,3 / 66,0	15,0 / 65,9	15,4—15,1
	35	54,0	28,0	13,3 / 57,0	12,5 / 58,8	13,2
ЭШ10.70	30	65,7	29,0	17,8 / 69,9	16,3 / 69,6	16,6—16,2
ЭШ15.90	30	83,0	42,0	23,7 / 86,8	22,6 / 87,6	20,8

Примечание. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

Таблица 4.16.

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 и ширина B поверху при ширине траншей понизу, м					
				19	21	23	24	25	26
ЭШ5.40	25	44,5	13,0	12,3 / 48,9	11,7 / 49,5	11,1 / 50,0	10,6 / 50,3	10,6 / 50,6	10,3 / 51,0
	35	40,5	19,5	18,9 / 52,7	18,2 / 53,0	12,6 / 53,6	12,3 / 53,8	11,9 / 54,0	11,7 / 54,3
ЭШ8.60	35	54,0	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 / 63,0	17,4 / 63,2	16,7 / 63,3	16,4 / 64,0	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	29,0	24,6 / 78,9	23,9 / 79,0	23,4 / 79,8	23,0 / 79,9	22,7 / 80,1	22,3 / 80,3
ЭШ15.90	30	83,0	42,0	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. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

Таблица 4.17.
Параметры траншей для проведения их драглайнами и размещения 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 и ширина B поверху при ширине траншей понизу, м						Высота отвала $H_о$, м
					19	21	23	24	25	26	
ЭШ5.40	25	44,5	46,0	13,0	8,4 39,4	8,0 40,4	7,7 41,7	7,4 42,0	7,2 42,5	7,0 43,0	13,0
	35	40,5	46,0	19,5	14,1 53,0	13,7 54,3	13,3 55,3	13,0 55,6	12,8 56,1	12,3 56,0	18,0— 18,8
ЭШ8.60	35	54,0	62,0	28,0	21,0 70,0	21,0 72,0	20,4 72,6	20,2 73,1	19,8 73,1	19,8 74,1	25,4
	25	60,0	53,0	19,0	14,6 54,5	13,8 54,5	13,4 55,6	13,0 55,6	13,0 55,6	12,8 57,1	19,0
ЭШ10.60	35	54,0	62,0	28,0	21,0 70,0	21,0 72,0	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	29,0	24,8 79,3	24,2 80,0	23,7 80,6	23,5 81,0	23,0 81,0	22,8 81,4	29,0
ЭШ15.90	30	83,0	81,0	42,0	32,9 99,0	32,4 100,0	31,7 100,0	31,3 100,1	31,3 100,1	31,0 100,4	36,6— 37,5

Примечание. Над чертой — значения для нижней погрузки, под чертой — для верхней.

4.12. Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию

В объем горно-строительных работ входит сооружение: системы элементов, включающих наклонные капитальные и горизонтальные разрезные траншеи; наклонных и горизонтальных берм для размещения транспортных коммуникаций и забоев с рабочими площадками для размещения горного и транспортного оборудования; вскрышных и добычных технологических потоков; для обеспечения установленной на момент сдачи карьера в эксплуатацию производительности и необходимого объема вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

Вскрытые запасы в зависимости от принятой системы разработки и комплексной механизации технологического добычного потока могут занимать часть ширины рабочей площадки по всей длине фронта работ или часть ее длины. Объем этих запасов должен обеспечивать 3-месячную работу карьера по добыче полезного ископаемого без вскрышных работ.

При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений с перемещением вскрышных пород в выработанное пространство объем разрезных траншей по вскрышным породам (V_2) и полезному искомаемому (V_1) в профиле и по длине фронта работ должен быть таким, 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 крутых месторождений объем разрезных траншей по вскрышным породам (V_2) и полезному ископаемому (V_1) в профиле и по длине фронта работ $L_ф$ должен обеспечить производительность вскрышных и добычных работ с соблюдением установленной технологии горных работ.

Список литературы

1. Анистратов Ю.И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов. — М.: Недра, 1988.

2. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть II. — М.: Недра, 1985.

3. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. — М.: Недра, 1981.

5

Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых

5.1. Классификация систем открытой разработки

5.1.1. Общие положения

Принятая система разработки должна обеспечивать безопасную и экономичную комплексную разработку всех полезных ископаемых, полное извлечение запасов, охрану окружающей среды.

Наиболее распространенными являются классификации (табл. 5.1—5.3) проф. Е.Ф. Шешко — по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы; акад. Н.В. Мельникова — по способу транспортирования вскрышных пород на отвалы; акад. В.В. Ржевского — по направлению подвигания фронта горных работ.

Таблица 5.1.
Классификация систем открытой разработки по Е.Ф. Шешко

Группа систем А — с поперечным перемещением породы в отвал без транспортных средств	Группа систем Б — с продольным (фронтальным) перемещением породы в отвалы при помощи транспортных средств	Группа систем В — комбинированные
А-1 — с непосредственной перевалкой вскрышных пород	Б-4 — с транспортированием породы на внутренние отвалы на сравнительно короткие расстояния по путям с благоприятным профилем	В-7 — с частичным транспортированием породы на внутренние или внешние отвалы
А 2 — с кратной экскаваторной перевалкой вскрышных пород	Б-5 — с транспортированием породы на внешние отвалы на более значительное расстояние обычно по путям с неблагоприятным профилем	В-8 — с частичным бестранспортным перемещением породы на внутренние отвалы
А-3 — с забойными отвалообразователями	Б-6 — с транспортированием породы частично на внутренние и частично на внешние отвалы	
А-0 — с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения		

Таблица 5.2
Классификация систем открытой разработки по Н.В. Мельникову

Система разработки	Основной технологический процесс по вскрыше	Отвалообразование	Направление развития фронта работ в плане	Высота рабочей зоны	Фронт работ
Бестранспортная	Рыхление	Внутреннее	Одностороннее по простиранию	Постоянная	Одинарный
	Выемка и отвалообразование		То же, вкрест простирания	Переменная	
			То же, смешанное		
			Двустороннее по простиранию		
			То же, вкрест простирания		
			То же, смешанное		
Транспортно отвальная	Выемка	Внутреннее	Одностороннее по простиранию	Постоянная	
	Дробление				
	Отвалообразование		То же, вкрест простирания		
			Двустороннее по простиранию		
			То же, вкрест простирания		
			Веерное		
			Смешанное		
Транспортная	Рыхление	Внешнее	Односторонее по простиранию	Переменная	Сквозной
	Погрузка	Внутреннее	То же, вкрест простирания		
	Дробление	Комбинированное	Двустороннее по простиранию		
	Транспортирование		То же, вкрест простирания		
	Отвалообразование		Веерное По периметру карьера Смешанное		
Специальная		Внешнее	То же	Постоянная Переменная	
Комбинированная	Любая комбинация систем разработки				

Таблица 5.3.
Классификация систем открытой разработки по В.В. Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	То же, двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	То же, двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	То же, рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	То же, периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	То же, двубортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	То же, двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	—	То же, в различных сочетаниях		
Примечание. К наименованию системы добавляется "с внешними или внутренними отвалами"					

5.2. Элементы системы разработки при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

5.2.1. Общие положения

Технологические схемы с перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы применяют при разработке горизонтальных или пологих залежей полезного ископаемого с углами падения не более 12°, иногда до 15—17°. Эти схемы ограничиваются мощностью залежи, обычно до 20—30 м и вскрышных пород до 40—45 м. Они также применяются при отработке выходов наклонных и крутых залежей с перевалкой вскрышных пород на борт карьера.

При перевалке вскрышных пород в выработанное пространство используют экскаваторы с большими линейными пара-

метрами — драглайны и механические лопаты вскрышного типа Здесь различают простую перевалку, при которой вся порода экскавируется 1 раз и укладывается непосредственно в отвал, и кратную — при которой часть вскрыши экскавируется 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

Основным расчетным элементом этих схем разработки является предельная высота вскрышного уступа, разрабатываемая данным экскаватором

5.2.2. Высота вскрышного уступа (мощность вскрыши) при перевалке пород в выработанное пространство

Высота вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта полезного ископаемого определяется исходя из равенства объема пород, вынимаемых из целика, к объему пород, размещаемых в отвале, с учетом коэффициента их разрыхления.

Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при горизонтальном залегании пласта приведены на рис 5 1—5 3, а расчетные формулы — в табл 5 4.

Высота H (м) вскрышного уступа при образовании вторичного отвала в два яруса (рис 5.4)

$$H = \frac{H_н + H_в}{k_р},$$

где $H_н$ и $H_в$ — высота соответственно нижнего и верхнего ярусов, м, $k_р$ — коэффициент разрыхления пород

Высота нижнего и верхнего уступов ограничивается рабочими размерами драглайна на переэкскавации

$$H_н = [R_ч - (c/2 + b + Б + h\,\mathrm{ctg}\alpha)]\mathrm{tg}\alpha_o \le H_{ч\,max};$$

$$H_в = [R_р - (c/2 + l)]\mathrm{tg}\alpha_o \le H_{р max},$$

где c — ширина хода экскаватора, м; b — берма безопасности, м, l — расстояние от ходовой части драглайна до нижней бровки верхнего уступа отвала, м, $H_ч$ и $H_р$ — соответственно глубина черпания и высота разгрузки драглайна на переэкскавации, м.

Высота вскрышного уступа при перевалке пород вскрыши на пологих залежах определяется с учетом того, что при разработке пласта с подвиганием фронта работ по падению пласта (рис. 5.5, *а*) объем внутреннего отвала уменьшается, а по восстанию пласта (рис. 5.5, *б*) — увеличивается. Высота вскрышного уступа при ра-

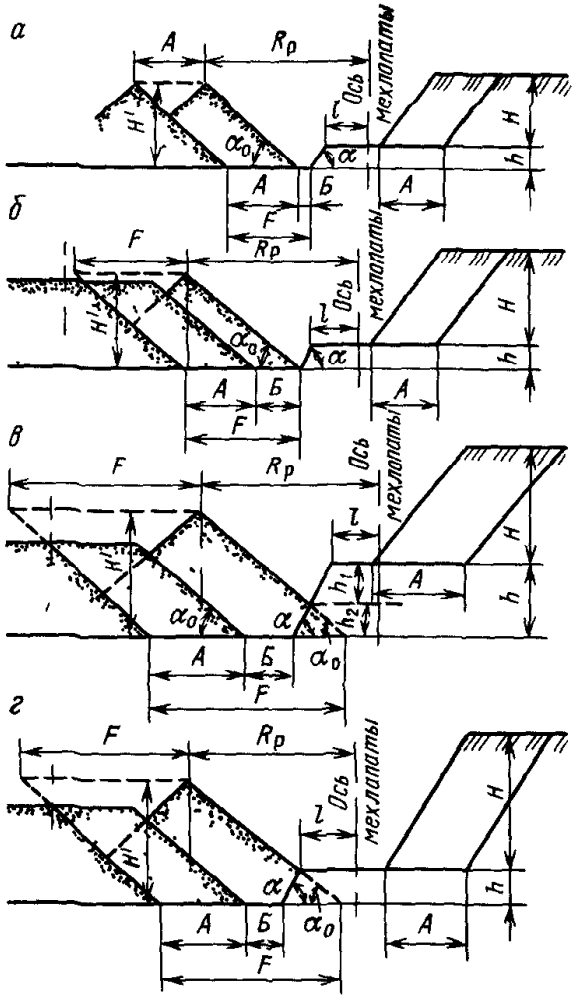


Рис. 5.1. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород мехлопатой

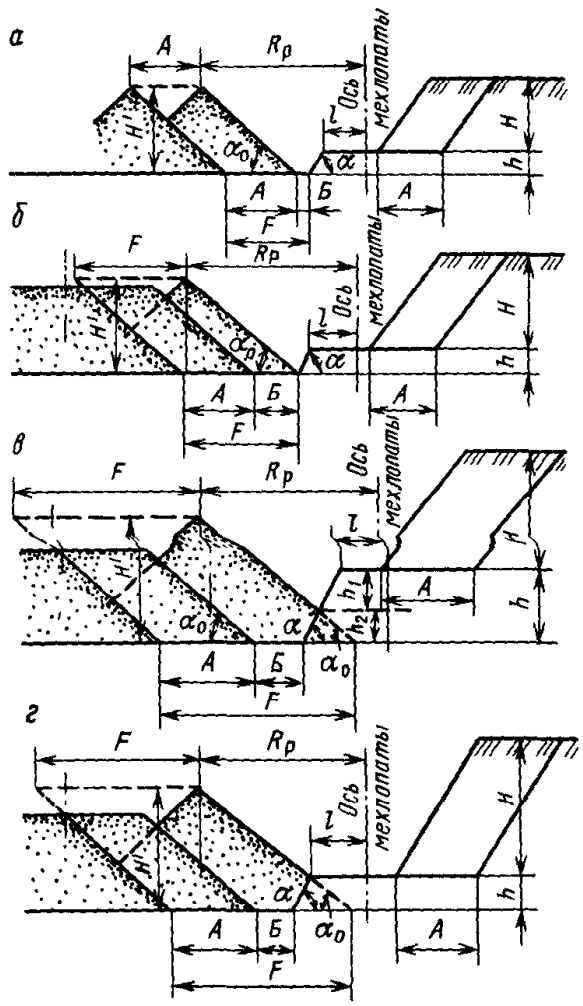


Рис. 5.2. Схема к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном без разделения на подуступы

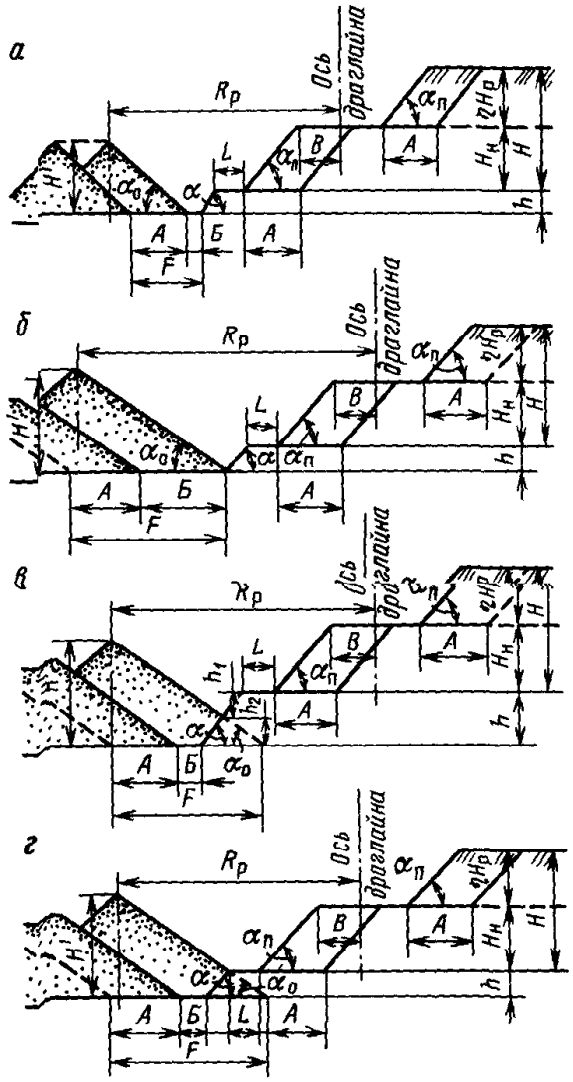


Рис. 5.3. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород драглайном с разделением уступа на подуступы

боте по падению пласта с кратной перевалкой пород:

$$H = \frac{2H'F - F^2}{2\kappa_p A}\,\frac{\sin(\alpha+\varphi)\sin(\alpha_o+\varphi)}{\sin 2\alpha_o} - \frac{h_п^2\,[\operatorname{ctg}(\alpha+\varphi)+\operatorname{ctg}(\alpha_o-\varphi)]}{2\kappa_p A};$$

$$H' = \frac{[R_p - l - \frac{h+h_п}{\sin(\alpha+\varphi)}\cos\alpha]\sin(\alpha_o-\varphi) + h_п}{\cos\alpha_o},$$

где $F = \frac{A+B}{\cos\varphi} + h_п[\operatorname{ctg}(\alpha+\varphi) + \operatorname{ctg}(\alpha_o-\varphi)]$;

φ — угол падения пласта, градус; $h_п$ — высота подвалки пласта, м.

При отработке наклонного пласта по восстанию знаки перед φ меняются.

Для усложненных технологических схем по данным НИИОГР рекомендуется определять высоту вскрышного уступа

Таблица 5.4.
Предельная высота вскрышного уступа при перевалке пород в отвал по различным схемам экскавации

Схема перевалки вскрышных пород в отвал	Предельная высота вскрышного уступа при работе		
	механической лопаты (см. рис. 5.1)	драглайна	
		без разделения на подуступы (см. рис. 5.2)	с разделением на подуступы (см. рис. 5.3)
Простая — с непосредственной перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором (см рис 5 1, *а* — 5 3, *а*)	$H = \frac{R_р - (l + Б) + h\,\mathrm{ctg}\alpha + 0{,}25A}{k_р\,\mathrm{ctg}\alpha_о}$,	$H = \frac{R_р - (B + L + h\,\mathrm{ctg}\alpha + Б + 0{,}25A)}{k_р\,\mathrm{ctg}\alpha_о + \mathrm{ctg}\alpha_в}$,	$H = \frac{R_р - (B + L + h\,\mathrm{ctg}\alpha + Б + 0{,}25A) + \eta H_р\,\mathrm{ctg}\alpha_в}{k_р\,\mathrm{ctg}\alpha_о\,\mathrm{ctg}\alpha_в}$,
Усложненная без подвалки угольного пласта — с перевалкой породы в отвал вскрышным экскаватором и последующей ее переэкскавацией специально установленным или тем же экскаватором (см рис 5 1, *б* — 5 3, *б*)	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\mathrm{tg}\alpha_о}{k_р A}$, где $H' = (R_р - l - h\mathrm{ctg}\alpha)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B$	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\mathrm{tg}\alpha_о}{k_р A + F\,\mathrm{ctg}\alpha_в\,\mathrm{tg}\alpha_о}$, где $H' = (R_р - B - L - h\mathrm{ctg}\alpha)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B$	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\mathrm{tg}\alpha_о}{k_р A + F\,\mathrm{ctg}\alpha_в\,\mathrm{tg}\alpha_о}$, где $H' = (R_р - B - L - h\mathrm{ctg}\alpha) + \eta H_р\,\mathrm{ctg}\alpha_в)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B$
Усложненная с частичной подвалкой угольного пласта (см рис 5 1, *в* — 5 3, *в*)	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}5h_п^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A}$, где $H = [R_р - l - h\,\mathrm{ctg}\alpha + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)]\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}25h_п^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A + F\,\mathrm{ctg}\alpha_в\,\mathrm{tg}\alpha_о}$, где $H = [R_р - B - L - \mathrm{ctg}\alpha + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)]\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}5h_п^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A + F\,\mathrm{ctg}\alpha_в\,\mathrm{tg}\alpha_о}$, где $H' = [R_р - B - L - h\,\mathrm{ctg}\alpha + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о) + \eta H_р\,\mathrm{ctg}\alpha_в]\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + Б + h_п(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,
Усложненная с полной подвалкой угольного пласта (см рис 5 1, *г* — 5 3, *г*)	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}5h^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A}$, где $H' = (R_р - l + h\,\mathrm{ctg}\alpha)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}5h^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A + F\,\mathrm{tg}\alpha_о\mathrm{ctg}\alpha_в}$, где $H' = (R_р - B - L + h\,\mathrm{ctg}\alpha_о)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,	$H = \frac{H'F - 0{,}25F^2\,\mathrm{tg}\alpha_о - 0{,}5h^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)}{k_р A + F\,\mathrm{tg}\alpha_о\mathrm{ctg}\alpha_в}$, где $H' = (R_р - B - L + h\,\mathrm{ctg}\alpha_о + \eta H_р\,\mathrm{ctg}\alpha_в)\,\mathrm{tg}\alpha_о$, $F = A + B + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_о)$,

Примечание. Принятые обозначения H — высота вскрышного уступа на прямолинейном участке фронта работ, м, H — высота первичного отвала, м, h — мощность угольного пласта, м, $h_п$ — высота подвалки угольного пласта, м, $H_р$ — высота разгрузки экскаватора при максимальном радиусе разгрузки, м, A — ширина заходки, м, l — расстояние от оси экскаватора до линии обрушения угольного уступа, м, B — расстояние оси драглайна от линии обрушения вскрышного уступа, м, L — ширина транспортной площадки на кровле пласта, м, $Б$ — ширина площадки на почве пласта, м, $k_р$ — коэффициент разрыхления породы в отвале, α и $\alpha_в$ — углы устойчивого откоса уступа соответственно угольного и вскрышного, градус, $\alpha_о$ — угол откоса отвала, градус, $\eta = 0{,}7-0{,}8$ — коэффициент, определяющий максимально допустимую высоту верхнего подуступа в зависимости от высоты разгрузки экскаватора

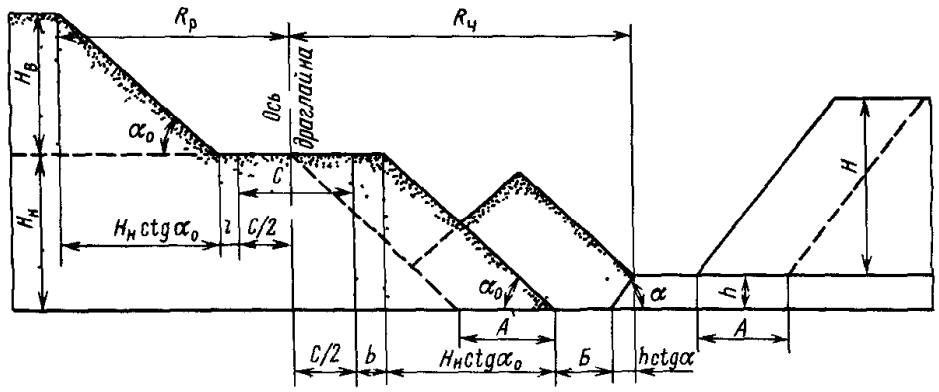


Рис. 5.4. Схема к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке вскрыши и формировании двухярусного отвала

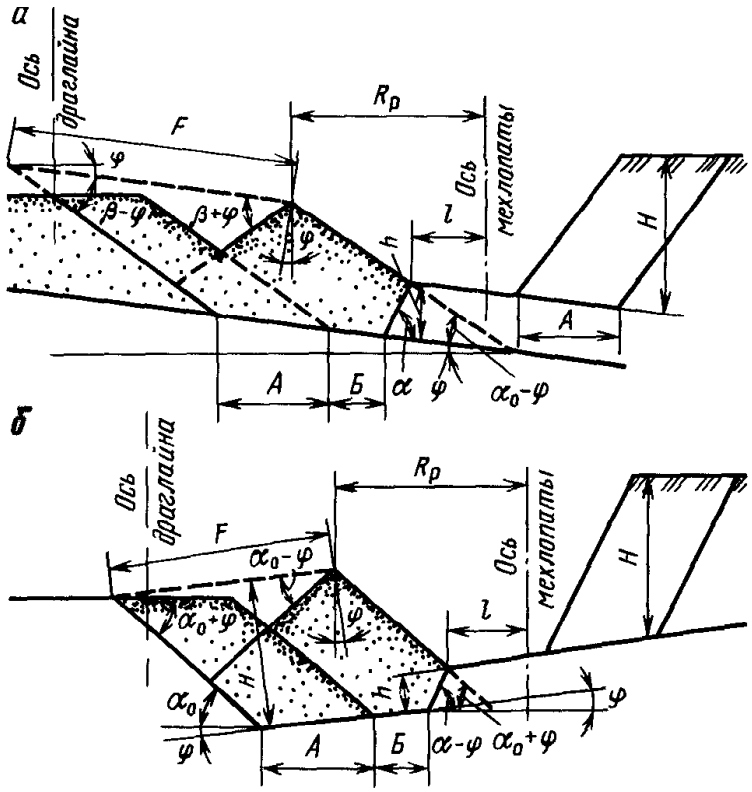


Рис. 5.5. Схемы к расчету высоты вскрышного уступа при перевалке пород на наклонных пластах

при пологих пластах по приближенной формуле

$$H_п = H/(1+\omega\varphi),$$

где ω — поправочный коэффициент (табл. 5.5).

Высота вскрышного уступа при перевалке пород вскрыши на криволинейном фронте работ определяется с учетом того, что длина фронта вскрышного уступа не равна длине фронта отвала. Соответственно изменению длины отвального фронта изменяется объем отвала. Если объем отвала на прямолинейном участке $V = k_р HAL$, то объем ($м^3$) отвала криволинейного участка

$$V_к = Hk_р A\,(L + \Delta L),$$

Таблица 5.5.
Поправочный коэффициент ω

Оборудование, используемое в технологической схеме	Подвигание фронта			
	по падению		по восстанию	
	$h < 10$ м	$h > 10$ м	$h < 10$ м	$h > 10$ м
Мехлопата	0,039	0,033	—0,013	— 0,015
Драглайн	0,017	0,005	0,003	0,009
Драглайн с работой по Украинской схеме	0,0088	0,0061	0,0068	0,0101

Таблица 5.6.
Приращение мощности вскрыши в зависимости от радиуса кривизны фронта работ

Экскаватор	Ширина заходки, м	Приращение мощности вскрыши* ± (%) при радиусе закругления, м					
		100	200	300	500	700	1000
ЭВГ35 65	20—40	65—75	34—38	22—25	15	11	6
ЭШ10 70А	20—40	—	32—43	21—26	12—14	9—10	6
ЭШ20 90	30—50	—	45—55	30—35	18—29	13—15	10
ЭШ25 100	30—50	—	50—60	35—40	20—23	14—17	10—12
ЭШ65 100	40—60	—	60—70	40—45	20—25	17—18	12—13
ЭШ100 100	30—50	—	50—60	35—40	20—23	14—17	10—12

* Положительное значение ΔH — при выпуклом фронте, отрицательное — при вогнутом

где ΔL — приращение длины отвального фронта по сравнению с длиной фронта по вскрыше.

Изменение мощности отрабатываемой вскрыши определяется (рис. 5.6, табл. 5.6):

для выпуклого фронта работ

$$\frac{H_к}{H} = \frac{R + R_р \pm l + 0{,}5A \pm x}{R - 0{,}5H \operatorname{ctg}\alpha_в};$$

для вогнутого фронта работ

$$\frac{H_к}{H} = \frac{R - R_р \pm l - 0{,}5A \pm x}{R + 0{,}5H \operatorname{ctg}\alpha_в};$$

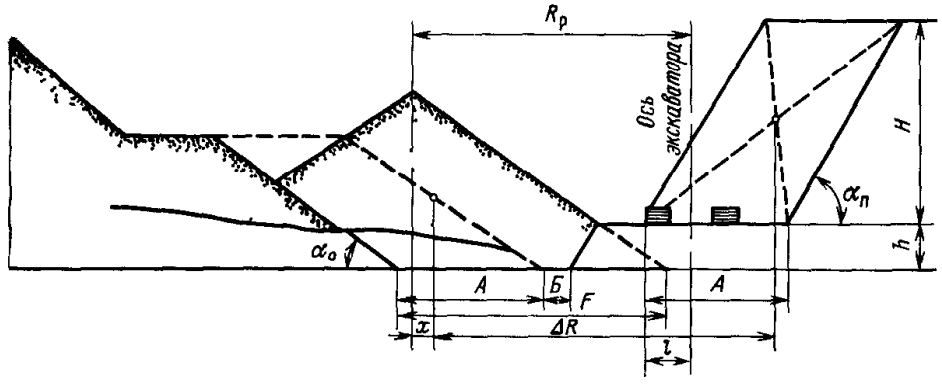


Рис. 5.6. Схема к определению элементов криволинейного фронта

где R — радиус кривизны фронта работ, м; x — расстояние между осями, проходящими через гребень отвала и центр тяжести сечения отвала, м;

для простой бестранспортной схемы перевалки вскрыши

$$x = \frac{(H' - 0{,}5\,A\,\mathrm{tg}\alpha_o)^2}{2(H' - 0{,}25A\,\mathrm{tg}\alpha_o)}\,\mathrm{ctg}\alpha_o;$$

для усложненной бестранспортной схемы без подвалки пласта полезного ископаемого

$$x = \frac{[H' - 0{,}5(A + Б)\,\mathrm{tg}\alpha_o]^2\,\mathrm{ctg}\alpha_o}{2H' - 0{,}5(A + Б)\,\mathrm{tg}\alpha_o};$$

для усложненной бестранспортной схемы с подвалкой пласта

$$x = \frac{0{,}25(2H'\,\mathrm{ctg}\alpha_o - F)^2\,\mathrm{tg}\alpha_o - hD[(H' - \frac{2}{3}h)\,\mathrm{ctg}\alpha_o - \frac{1}{3}h\,\mathrm{ctg}\alpha]}{2FH' - hD - 0{,}5F^2\mathrm{tg}\alpha_o},$$

где $F = F + B + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_o)$; $D = h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_o)$.

Высота вскрышного уступа на действующих предприятиях приведена в табл. 5.7.

5.2.3. Определение объема переэкскавации при перевалке вскрышных пород во внутренний отвал

При усложненных схемах перевалки переэкскавацию вскрышной породы производят драглайном, установленным на нижнем ярусе вторичного отвала или на первичном отвале. Переэкскавации подлежит часть объема вскрышной породы из первичного отвала, определяемой коэффициентом переэкскавации:

$$k_{\text{пер}} = \{H'\,[Б + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_o)] - 0{,}25[Б + h(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_o)]^2\mathrm{tg}\alpha - 0{,}5h^2(\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\alpha_o)\}\frac{1}{H_{\text{кр}}A}.$$

Таблица 5.7.
Фактическая высота вскрышного уступа на угольных разрезах при перевалке пород в выработанное пространство

Разрез	Высота уступа, м	Разрез	Высота уступа, м
Кузнецкий бассейн		**Месторождения Дальнего Востока**	
Сибиргинскнй	40	Павловский-2	30—40
Междуреченский	35	Ерховецкий	40
Томусинский	32		
Иркутский бассейн		**Подмосковный бассейн**	
Черемховский	20—25	Грызловскии	32
Мугунский Тугнуйский	32 30—35	**Днепровский бассейн (Украина)**	
Канско-Ачинский бассейн		Коростышевский	23,6
Бородинский	20	Морозовский	36

Коэффициенты переэкскавации при перевалке пород вскрыши в выработанное пространство по некоторым угольным бассейнам за 1990 г. следующие:

Бассейн	Кузнецкий	Подмосковный	Канско-Ачинский
Коэффициент переэкскавации	1,99	1,56	1,09
Бассейн	Иркутский	Днепровский (Украина)	Карагандинский (Казахстан)
Коэффициент переэкскавации	0,42	1,12	1,42

5.2.4. Ширина заходки экскаватора и длина фронта работ при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

Рекомендации по ширине заходки экскаватора приведены в табл. 5.8 (по данным Центрогипрошахта) и в табл. 5.9 (по данным НИИОГР), а по длине фронта работ — в табл. 5.10.

Таблица 5.8.
Рациональная ширина заходки при усложненной схеме экскавации и минимальном объеме переэкскавации

Экскаватор	Минимальная ширина заходки, м
ЭШ5.45; ЭШ6.45	15
ЭШ8.60; ЭШ10.70	20
ЭШ15.90; ЭШ20.90	32
ЭШ14.75	30,5
ЭШ20.100	41
ЭШ40.85	36
ЭШ100.100	51

Таблица 5.9.
Ширина вскрышной заходки из условия рационального использования вместимости отвала и лучшей организации добычных работ

Экскаватор	Максимальный радиус черпания $R_{чmax}$, м	Ширина заходки A, м	$A/R_{чmax}$
ЭВГ-35.65	65	30—40	0,48—0,65
ЭШ10.70	66,5	30—40	0,45—0,60
ЭШ15.90	83	40—50	0,42—0,60
ЭШ20.100	95	40—50	0,42—0,60
ЭШ40.85	82	40—50	0,49—0,61
ЭШ100.100	95	40—50	0,42—0,52

Таблица 5.10.
Рациональная длина фронта работ при перевалке пород вскрыши в выработанное пространство при мощности пласта 5–15 м (по данным НИИОГР)

Вскрышное оборудование	Длина фронта работ, км, при применении на добычных работах	
	железнодорожного транспорта	автомобильного транспорта
Мощность вскрыши < 30 м		
ЭШ10 70А, ЭШ13 50, ЭШ14 75	1,2—1,6	0,6—1,2
ЭШ15 90, ЭШ20 90, ЭШ25 100, ЭШ40 85, ЭВГ-35 65	1,8—2,6	1,2—1,6
ЭШ100 100, ЭШ65 100	2,4—3,2	1,6—2,0
Мощность вскрыши > 30 м		
ЭШ10 70А, ЭШ13 50, ЭШ14 75	1,8—2,6	1,2—1,6
ЭШ15 90, ЭШ20 90, ЭШ25 100, ЭШ40 85, ЭВГ 35 65	2,4—3,0	1,6—1,9
ЭШ100 100, ЭШ65 100	3,0—4,0	1,9—2,4

5.3. Элементы транспортно-отвальной системы разработки при применении консольных отвалообразователей

Параметры элементов системы разработки горизонтальных и пологих залежей зависят от расположения отвалообразователя и положения вскрытых запасов полезного ископаемого для ведения добычных работ в зимний период, что положено в основу классификации технологических схем (табл. 5.11).

Для схемы *I-А-1* (рис. 5.7) максимальная высота вскрышного уступа, отрабаты-

Таблица 5.11.
Классификация основных технологических схем разработки с консольными отвалообразователями (по М.Г. Новожилову)

Наличие и место расположения вскрытых запасов зимнего периода	Место установки отвалообразователя	Характерные особенности работы схемы
I Под отвальной консолью отвалообразователя	*А* На кровле пласта	*1* Ширина заходки по вскрыше и отвальная равны на величину запасов не влияет ширина заходки по добыче
II Под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора	*А* То же *Б* На почве пласта	*1* Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную, зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ *2* Ширина заходки по вскрыше равна отвальной, зимние запасы создаются за счет уменьшения ширины заходки по добыче
III Под отвальной и приемной консолями отвалообразователя	*А* На кровле пласта	*1* Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную, зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ
IV Зимние запасы не создаются (сезонная работа по добыче или круглогодичная по вскрыше)	*А* То же *Б* На почве пласта	*1* Равномерное подвигание вскрышного и отвального фронтов, равенство заходок по вскрыше и на отвале

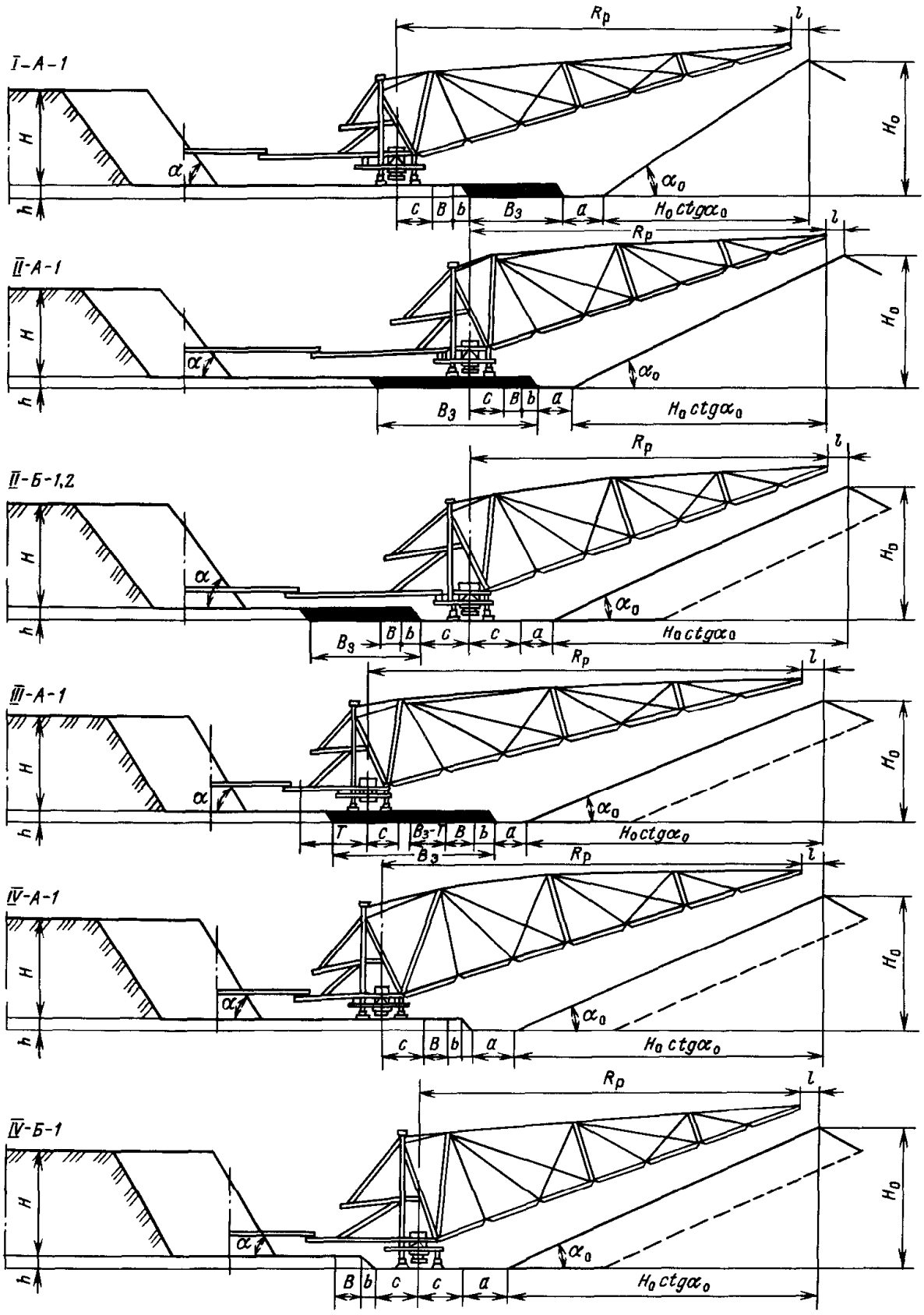


Рис. 5.7. Элементы транспортно-отвальной системы разработки

ваемого с применением консольного отвалообразователя с радиусом разгрузки $R_р$,

$$H = \frac{1}{\kappa_р}(R_р - B_з - 0{,}25A\,\mathrm{tg}\alpha_о - e + l)\mathrm{tg}\alpha_о,$$

где $e = a + b + c + B + h\,\mathrm{ctg}\,\alpha_п$; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы в отвале; A — ширина заходки; $B_з$ — ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого; c — половина ширины площадки, необходимой для безопасного движения отвалообразователя; B — ширина транспортной бермы; b — берма безопасности; a — ширина призабойной зоны; $\alpha_о$ — угол откоса отвала; l — дальность полета породы; h и $\alpha_п$ — мощность и угол откоса уступа по полезному ископаемому.

Ширина полосы зимних запасов определяется по выражениям:

при челноковой работе комплекса (рабочий ход в обоих направлениях)

$$B_з = \frac{Q_{год}}{L h k_{изв} \gamma} \frac{t_з}{N};$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостом переходе оборудования комплекса

$$B = \frac{Q_{год}}{L h k_{изв} \gamma} \frac{t_з}{N} - A,$$

где $Q_{год}$ — годовая производительность карьера по добыче; L — длина фронта работ по добыче; h — мощность полезного ископаемого; $k_{изв}$ — коэффициент извлечения полезного ископаемого; $t_з$ — время простоя вскрышного комплекса в зимний период; N — плановое время работы комплекса; γ — плотность полезного ископаемого.

Схема *II-А-1* характеризуется расположением зимних запасов под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора при размещении отвалообразователя на кровле пласта.

Высота отвала $H_о$ для данной схемы работ — величина переменная. Расстояние между осями экскаватора и отвалообразователя изменяется, т.е. ширина заходки изменяется за счет телескопичности вскрышного комплекса T.

Ширина отвальной заходки $A_о$ и высота вскрышного уступа определяются из выражений:

при челноковой заходке вскрышного комплекса по фронту

$$A_о = A\frac{N - t_з}{N};$$

$$H = \frac{1}{\kappa_р}\frac{N - t_з}{N}(R_р - 0{,}25A\,\mathrm{tg}\alpha_о - l + e)\mathrm{tg}\alpha_о;$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостом переходе оборудования комплекса

$$A_о = \frac{AT(N - t_з)}{NT - An_з};$$

$$H = \frac{1}{k_р}\frac{T(N - t_з)}{NT - At_з} \times$$

$$\times \left(R_р - 0{,}25A\frac{T(N - t_з)}{NT - At_з}\mathrm{tg}\alpha_о l + e\right)\mathrm{tg}\alpha_о.$$

Схема *II-Б-1* отличается от схемы *II-А-1* тем, что отвалообразователь располагается на почве пласта, но работа комплекса и расчет параметров осуществляются аналогично схеме *II-А-1*.

Схема *II-Б-2* отличается от предыдущей тем, что отвалообразователь не перемещается к экскаватору после отработки зимних запасов, ширина заходки по вскрыше и отвальная равны. Высота вскрышного уступа

$$H = \frac{1}{k_р}(R_р - 0{,}25A\,\mathrm{tg}\alpha_о - a - c + e)\mathrm{tg}\alpha_о.$$

Схема *III-А-1* характеризуется наличием зимних запасов под отвальной и приемной консолями отвалообразователя. При этом возможно иметь ширину зимних запасов, превышающую величину телескопичности.

Параметры системы разработки рассчитываются по аналогии со схемой *II-А-1*,

но с учетом сомножителя T/B при значении t_3. Схемы *IV-А-1* и *IV-Б-1* не предусматривают подготовку зимних запасов полезного ископаемого, расчеты высоты вскрышного уступа выполняются по формулам схем соответственно *I-А-1* и *II-Б-2*.

Более эффективны схемы с холостым переходом оборудования комплекса, особенно при использовании отвалообразователя на шагающе-рельсовом ходу.

Максимальная высота отрабатываемого уступа может быть достигнута при схеме *IV-Б-1* или *II-Б-2*.

При недостаточной устойчивости подстилающих пород, а также значительной мощности полезного ископаемого рекомендуется схема *IV-А-1*.

Минимальную длину фронта рекомендуется принимать из следующих соотношений:

Производительность вскрышного комплекса, м³/ч	500—700	1000—2000	3000—5000	7000—8000
Длина фронта, м	700—1000	900—1200	1000—1500	1200—1800

5.4. Элементы системы разработки при перемещении горной массы железнодорожным транспортом

5.4.1. Общие положения

К элементам системы открытой разработки относят: рабочую зону, уступ, рабочую площадку уступа, фронт работ уступа и карьера, заходку.

Рабочей зоной по В.В. Ржевскому называется зона карьера, в которой выполняются основные технологические процессы открытых горных работ. Рабочая зона может охватывать один, два или все борта карьера. Она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся по размерам и форме поверхность, имеющую разнообразную пространственную конфигурацию и различное по времени положение в пространстве карьерного поля. В рабочей зоне карьера выделяются зоны вскрышных, добычных и горно-подготовительных (нарезных) работ. Размеры рабочей зоны характеризуются площадью в плане и высотой, равной сумме высот разрабатываемых уступов. Рабочая зона является обобщающим элементом системы разработки, включающим остальные.

При разработке горизонтальных и пологих залежей рабочая зона, имея полное развитие по высоте и в плане, смещается в заданном направлении. При этом отсутствует необходимость проведения горно-подготовительных работ. Такие рабочие зоны обычно непрерывны как по вскрышным, так и по добычным работам и сравнительно устойчивы по размерам (сплошные зоны).

При разработке наклонных и крутых залежей в начальный период рабочая зона увеличивается в плане и по высоте. После достижения контуров карьерного поля на поверхности рабочая зона смещается по вертикали. При этом обычно уменьшаются ее размеры и сокращаются годовые объемы работ по горной массе (углубляющиеся рабочие зоны). Характерными признаками таких рабочих зон являются переменное число рабочих уступов и их размеры.

Интенсивность разработки месторождения характеризуется такими показателями, как скорость подвигания фронта и скорость понижения горных работ.

5.4.2. Высота уступа

Высота уступа по ЕПБ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом не должна превышать:

максимальную высоту черпания экскаваторов — при разработке одноковшо-

выми экскаваторами типа "механическая лопата" без применения взрывных работ;

более чем в 1,5 раза высоту черпания экскаваторов (при этом высота развала не должна превышать высоту черпания экскаватора) — при разработке одноковшовыми экскаваторами типа "механическая лопата" крепких пород с применением взрывных работ при одно- и двухрядном взрывании;

высоту или глубину черпания экскаватора — при разработке драглайнами, многоковшовыми и роторными экскаваторами.

При разработке одноковшовыми экскаваторами типа "механическая лопата" крепких пород с применением взрывных работ при многорядном взрывании высота развала горной массы не должна более чем в 1,5 раза превышать высоту черпания экскаватора. При экскавации горной массы из таких развалов должны осуществляться дополнительные меры, предотвращающие произвольное обрушение образующихся козырьков и нависей.

Разработка угольных пластов механическими лопатами допускается одним уступом высотой до 30 м, а в отдельных случаях с разрешения Госгортехнадзора России — до 40 м при условии взрывания уступов скважинами, пробуренными под углом 65°, и регулярной оборки уступа от нависей.

При проведении одноковшовыми экскаваторами траншей высота их, независимо от числа одновременно взрываемых рядов скважин, может быть принята равной высоте разрезаемого уступа.

В соответствии с ЕПБ высота уступа (подуступа), разрабатываемого механической лопатой при верхней погрузке, должна обеспечивать видимость транспортных сосудов из кабины машиниста экскаватора.

Все требования ЕПБ относительно механических лопат распространяются на гидравлические экскаваторы.

Определение высоты уступа (по Н.В. Мельникову). Высоту уступа H (м) в зависимости от линейных параметров экскаватора и характера взрывных работ приближенно определяют по формуле

$$H = 0{,}7a\sqrt{\frac{\sin\alpha\,\sin\alpha_р}{k_р\eta'(1+\eta'')\sin(\alpha-\alpha_р)}},$$

где $a = 0{,}8(R_ч + R_р)$ — ширина развала горной массы после взрыва, м; $R_ч$ — радиус черпания экскаватора, м; $R_р$ — радиус разгрузки экскаватора, м; α — угол откоса уступа, градус; $\alpha_р$ — угол откоса развала горной массы, градус; $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; η' — отношение линии наименьшего сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа, обычно равное 0,55—0,70 (для условия мгновенного взрывания); η'' — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления, обычно равное 0,75—0,85 (для условий мгновенного взрывания).

Высоту уступа H (м) при верхней погрузке одноковшовыми экскаваторами (рис. 5.8) выбирают из условия, чтобы развал горной массы был убран за один проход экскаватора:

$$H = 1{,}05R_{ч.у}\sqrt{\frac{\psi}{\eta k_р}},$$

где $R_{ч.у}$ — радиус черпания на уровне стояния экскаватора;

$$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha\,\operatorname{tg}\alpha_р}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\alpha_р};$$

η — отношение линии наименьшего сопротивления к высоте уступа (обычно $\eta = 0{,}55 \div 0{,}70$); $k_р$ — коэффициент разрыхления.

При этом должно соблюдаться условие $H \le H_р - h - c$, где $H_р$ — высота разгрузки экскаватора; h — высота думпкара (автосамосвала); $c = 0{,}5 \div 0{,}7$ м — минимальный зазор при установке ковша на разгрузку.

Высота уступа по отраслевым нормативам и фактические данные по ряду карьеров приведены в табл. 5.12—5.15.

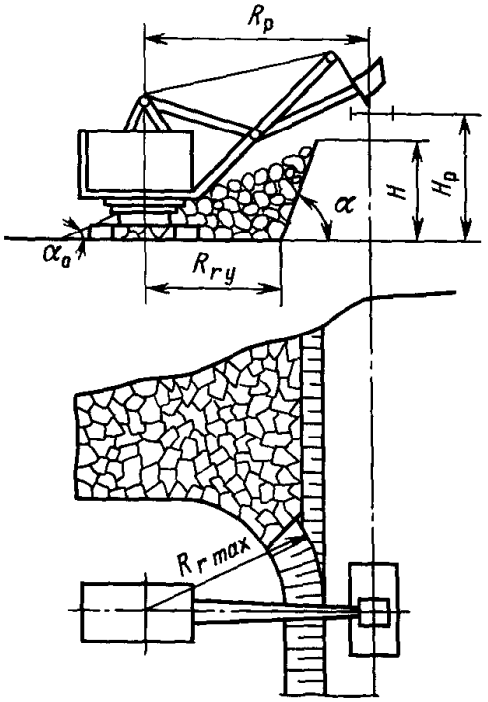


Рис. 5.8. Схема экскаваторных работ с верхней погрузкой

Таблица 5.12.
Рекомендуемая высота уступа (м) по нормам технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов

Порода	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	1[illegible]—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
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

Таблица 5.13.
Типовые высота уступа и параметры забоя при применении механических лопат с погрузкой на уровне стояния (по данным НИИОГР)

Элемент забоя	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 при отработке, м.				
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 при отработке, м:				
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—24	12—37	17—40	16—43
с подпорной стенкой —				
за одии 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 5.14.

Типовые высота уступа и параметры забоя при применении механических лопат с верхней погрузкой (по данным НИИОГР)

Элемент забоя	ЭКГ-4У (ЭКГ-5Ус)			ЭКГ-6,3У			ЭКГ-8У		
	Угол устойчивого откоса уступа, градус								
	34	35	70	34	45	70	34	75	70
Угол откоса рабочего уступа, градус	60	60	80	60	60	80	60	60	80
Высота уступа (глубина траншеи), м	8,0	10,5	11,0	13,0	16,5	18,0	12,0	16,0	18,0
Ширина полосы безопасности, м	7,5	4,5	2,4	11,5	7,5	3,5	11,5	7,5	3,5
Расстояние от оси ж -д пути до линии естественного обрушения, м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Расстояние от оси экскаватора до бровки уступа, м									
внешней	11,5	11,5	11,0	14,0	14,0	14,0	14,0	14,0	14,0
внутренней	7,5	7,5	13,0	9,0	9,0	17,0	11,0	11,0	20,0
Нормальная ширина заходки, м	19,0	19,0	24,0	23,0	23,0	31,0	25,0	25,0	34,0

Таблица 5.15.

Фактическая высота уступов на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Высота уступа (м) при разработке пород		
		наносы	скальная вскрыша	руда
Северный	Первомайский	10—12	12	12
	Анновский	10—12	10—15	12—15
Центральный	№ 1	10	10—15	15
	№ 2	10—15	10—15	12—15
	№ 3	10—15	10—15	15
Ново-Криворожский	№ 2	10	12—15	12—15
	№ 3	10	12—15	12—15
Южный	—	10	12—15	15
Ингулецкий	—	10	12	15
Полтавский	—	9	12	15

5.4.3. Ширина заходки механической лопаты

В крепких породах ширину A (м) заходки (табл. 5.16) после взрыва принимают максимально возможной, обеспечивающей наименьшее число передвижек железнодорожных путей, $A = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}$.

При разработке мягких пород без применения взрывных работ $A \approx 1,5 R_{ч.у}$.

Таблица 5.16.
Ширина экскаваторной заходки (по данным Гипроруды)

Экскаватор	Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	Ширина экскаваторной заходки (1,5—1,7) $R_{ч.у}$, м
ЭКГ-5	9,0	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

5.4.4. Параметры забоев гидравлических экскаваторов

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием "прямая лопата"

$$H_{у\ max} = (R_{ч\ max} - L_к) \operatorname{tg} \alpha_к \le H_{ч\ max},$$

где $R_{ч\ max}$ — максимальный радиус черпания (см. рис. 5.8); $L_к$ — длина гусеничной тележки, через которую учитываются конструктивные параметры экскаватора и ширина предохранительной площадки между гусеницами и откосом уступа; $\alpha_к$ — угол откоса уступа, скорректированный по отношению к расчетному $\alpha_р$ по зависимости на графике рис. 5.9; $H_{ч\ max}$ — максимальная высота черпания.

Ширина заходки при отработке уступа максимальной высоты $H_{у\ max}$ и угле устойчивого откоса $\alpha_р$, а также при угле между осью хода и внешней кромкой забоя, равной 45°,

$$A = 1,7 L_к.$$

Предельные значения высоты уступа в зависимости от угла устойчивого откоса приведены в табл. 5.17.

При отработке уступа с углом устойчивого откоса $\alpha > \alpha_р$ и высотой, меньшей чем $H_{у\ max}$, соответствующей $\alpha_р$, ширина заходки может быть увеличена до размера

$$A = 1,7 [L_к + H_у (\operatorname{ctg} \alpha_р - \operatorname{ctg} \alpha)].$$

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием "обратная лопата" и нижним черпанием зависит от угла устойчивого откоса с учетом дополнительной нагрузки на мас-

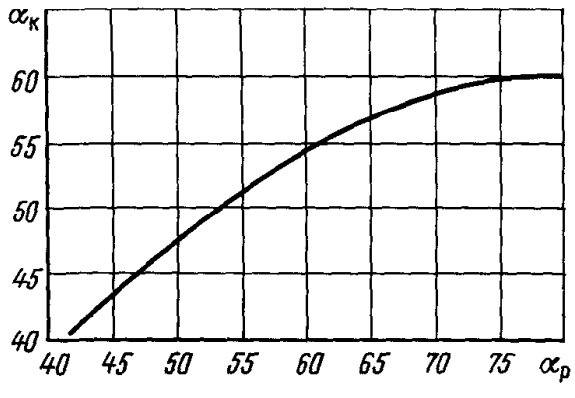


Рис. 5.9. График зависимости угла откоса уступа $\alpha_к$ от угла устойчивого откоса $\alpha_р$

Таблица 5.17.
Высота уступа и ширина заходки гидравлических экскаваторов

Угол устойчивого откоса $\alpha_р$, градус	ЭО-5124	ЭО-6123	ЭГ-12А	ЭГ-20
Высота уступа				
45	4,5	5,0	8,2	10,5
50	5,2	5,7	9,3	12,1
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	9,0	—	—
Ширина заходки				
При $\alpha = \alpha_р$ и $H_у = H_{у\,max}$	7,0	8,5	11,1	13,4

сив, возникающей при работе экскаватора, а также от глубины копания $H_к$.

Расчетные формулы для определения значений высоты уступа приведены в табл. 5.18 применительно к экскаватору ЭГО-8. При расчетах для более мощных экскаваторов следует принимать меньшее из возможных значений, для экскаваторов с меньшей вместимостью ковша — большие значения.

Ширина заходки при нижнем черпании

$$A = 1,7(B_х + 3) + H_у \mathrm{ctg}\alpha,$$

где $B_х$ — ширина хода экскаватора.

5.4.5. Ширина рабочей площадки при железнодорожном транспорте

В соответствии с "Типовыми технологическими схемами ведения горных работ на угольных разрезах" ширина рабочей площадки *Ш* (м) уступа рассчитывается по следующих формулам (рис. 5.10, табл. 5.19):

при разработке мягких пород без буровзрывных работ (рис. 5.10, *а*)

$$Ш = A + C_2 + E + C_1 + П_э + П + b_п + O;$$

Таблица 5.18.
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	1,00	(0,75—0,85) $H_к$	(0,60—0,65) $H_к$
55—65	1,00	(0,78—0,87) $H_к$	(0,63—0,67) $H_к$
55—60	1,35—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	1,10—1,20	(0,84—0,9) $H_к$	(0,78—0,82) $H_к$

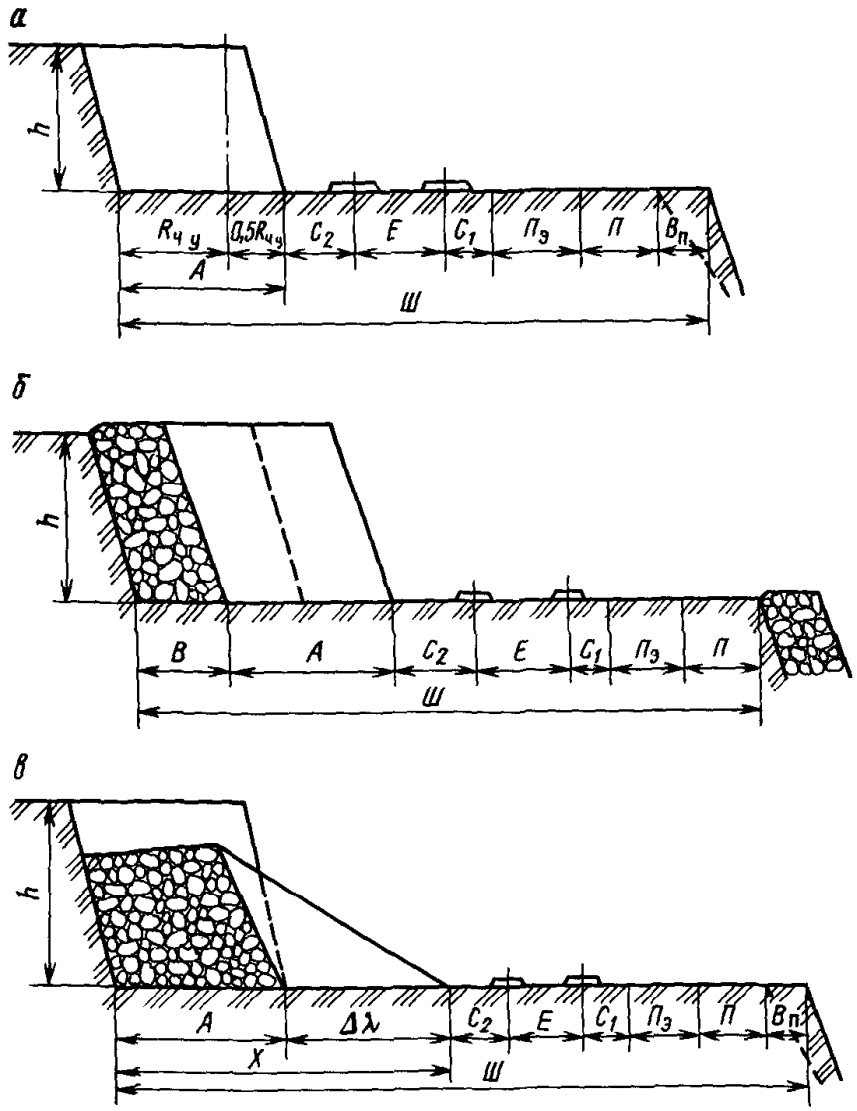


Рис. 5.10. Схемы к расчету ширины рабочей площадки при железнодорожном транспорте

при взрывании пород с подпорной стенкой (рис. 5.10, *б*)

$$Ш = B + A + C_2 + E + C_1 + П_э + П + O;$$

при взрывании пород без подпорной стенки (рис. 5.10, *в*)

$$Ш = A + \Delta X + C_2 + E + C_1 + П_э + П + b_п,$$

где A — ширина заходки по целику, м; B — ширина подпорной стенки, м; C_2 — расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки уступа или развала, м; E — 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 устройства электроснабжения, м; $П$ — ширина полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта, м; $b_п$ — ширина полосы безопасности (призмы обрушения), м; X — ширина развала горной массы после взрыва, м; ΔX — приращение ширины развала горной массы, м; O — ширина резервной полосы, м.

Фактическая ширина рабочей площадки может отличаться от расчетной. При ее увеличении создаются благоприятные ус-

Таблица 5.19.
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	5,0	6,0
Расстояние между осями железнодорожных путей, м	$\frac{4,5^*}{7,0}$	$\frac{4,5}{8,0}$	$\frac{4,5}{8,0}$
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

* Над чертой — при применении электровозной и дизель-электрической тяги, под чертой — при применении контактных электровозов

Таблица 5.20.
Фактическая ширина рабочей площадки на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Ширина рабочей площадки, м, при породах		
		наносы	скальная вскрыша	руда
Северный	Первомайский	55	38—100	38—100
	Анновский	125	38—100	38—100
Центральный	№ 1	30—45	45—60	45—60
	№ 2	25—30	25—30	25—30
Ново-Криворожский	№ 2	50	30—40	30—40
	№ 3	45	30—40	30—40
Южный	—	20—40	40—80	60—90
Ингулецкий	—	49	50	50
Полтавский	—	30—90	0—55	0—80

ловия для работы горного и транспортного оборудования. Некоторые данные о фактической ширине рабочих площадок приведены в табл. 5.20.

5.4.6. Длина фронта работ при железнодорожном транспорте

Длина фронта горных работ карьера складывается из протяженности фронтов отдельных уступов и должна быть достаточной для обеспечения установленной производственной мощности карьера по полезному ископаемому, по горной массе, а также для подготовки новых горизонтов. Обычно стремятся иметь на один транспортный выход один экскаватор на горизонте. При большой протяженности фронта работ на уступе (2—3 км и более) целесообразно на нем применять несколько экскаваторов. В таких случаях фронт ра-

бот уступа делят на экскаваторные блоки. Обычно минимальная длина блоков при железнодорожном транспорте составляет 300—500 м при разработке скальных пород и 200—400 м при выемке мягких пород.

Фронт работ карьера по длине подразделяют на активный и пассивный. К активному относят фронт работ, на котором есть готовые к выемке запасы горной массы, к пассивному — находящиеся в консервации уступы с временно нерабочими площадками, на которых расположены склады, съезды и пр.

Протяженность фронта работ по "Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки" и "Нормам технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки" приведена в табл. 5.21.

Рекомендуемая длина фронта работ при погрузке одноковшовыми экскаваторами и железнодорожном транспорте по данным Центрогипрошахта приведена в табл. 5.22.

Длина экскаваторного блока зависит от модели и производительности экскаватора. Она определяется по условиям транспортного обслуживания, производства буровых и путевых работ (табл. 5.23).

Фактическая протяженность фронта работ на карьерах во многом определяется размерами месторождения и карьерного поля (табл. 5.24 и 5.25).

Интенсивность ведения горных работ характеризуется скоростью подвигания фронта работ и скоростью понижения горных работ. Расчетные их значения по данным Центрогипрошахта приведены в табл. 5.26 и 5.27, а по действующим карьерам в табл. 5.28 приведена скорость понижения горных работ.

Таблица 5.21.
Минимальная длина (м) активного фронта работ на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора-мехлопаты, м³	Железнодорожный транспорт	Автомобильный транспорт
2,5	600	300
4,6; 5,0	1000	500
6,3, 8,0	1200	600
10; 12,5	1400	700

Таблица 5.22.
Рекомендуемая длина (м) фронта работ

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—3,0
250—300 и более	1,2—2,2	< 3,0—4,5
Пологие и горизонтальные залежи		
Число экскаваторов на уступе:		
1	2,5—3,0	3,0—4,0
2	2,5—3,5	3,5—5,0

Таблица 5.23.
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 ж.-д. 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	20,0	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	20,0	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	20,0	15	500	660	800
			18		565	660
			20		500	600
Рыхлые породы						
ЭКГ-4,6(5)	1500 / 6400	13,0	10	350	—	1200
ЭКГ-8И ЭКГ-12,5	2800 / 12100	17,5	13	500	—	1450

Таблица 5.24.
Фактическая длина фронта работ уступа на угольных разрезах

Разрез	Средняя длина фронта работ на уступе, км		Вид транспорта	
	Уголь	Вскрыша	Уголь	Вскрыша
Бачатский	3,0	6,0	Железнодорожный, автомобильный	Железнодорожный, автомобильный
Краснобродский	4,8	6,5	То же	То же
Черниговский	0,7	2,2	"	"
Сибиргинский	5,4	5,6	Автомобильный	Автомобильный
Кедровский	2,3	2,7	"	Железнодорожный, автомобильный
Междуреченский	5,1	5,0	"	То же
Бородинский	4,6	5,6	Железнодорожный, автомобильный	Железнодорожный
Сафроновский	7,8	8,0	То же	Автомобильный
Нерюнгринский	2,5	3,7	Автомобильный	"
Лучегорский	3,0	3,0	Железнодорожный	Железнодорожный
Коржинский	0,3	1,4	Железнодорожный, конвейерный	"
Восточный	2,5	2,8	Конвейерный	"
Северный	7,5	8,0	Железнодорожный	"

Таблица 5.25.
Фактическая длина фронта работ на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Общая длина фронта работ, км			Средняя длина фронта работ на один экскаватор, м	Годовой объем горной массы, добываемой с 1 км фронта работ, тыс. м³
		Всего	В том числе			
			по вскрышным породам	по руде		
Северный	Первомайский	18,9	16,0	2,9	829	1754
	Анновский	15,4	13,4	2,0	888	1918
Центральный	№ 1	8,3	6,4	1,9	—	1741
	№ 2	3,5	2,7	0,8	651	877
	№ 3	5,8	3,9	1,9	—	1135
Ново-Криворожский	№ 2	7,0	4,6	2,4	720	1208
	№ 3	6,6	3,8	2,8	—	2462
Южный	—	16,0	10,5	5,5	845	1365
Ингулецкий	—	29,2	11,5	17,7	1836	806
Полтавский	—	14,0	10,6	3,4	737	2614

Таблица 5.26.
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	11,0	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	18,0	27,0	1200	377	221	155
			2000	226	133	93
			3600	126	74	52
			5200	87	51	36

Таблица 5.27.
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—4,0	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—4,0	14,1—5,4
ЭКГ-8	ЭКГ-4У	ЭКГ-8	13,0		
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	15,0		
1	1	1		2,2—3,4	8,8—5,2
2	1	2		2,2—5,2	15,2—5,8
ЭКГ-12,5	ЭКГ-10У	ЭКГ-12,5	15,0		
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	18,0		
1	1	1		2,2—4,0	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	13,0		
1	1	1		1,6—2,2	7,5—4,0
2	1	2		2,2—4,0	9,6—4,1
ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3У	ЭКГ-12,5	15,0		
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	18,0		
1	1	1		2,2—3,4	8,1—4,0
2	1	2		2,8—5,2	11,1—4,3

Таблица 5.28.
Фактическая скорость понижения горных работ на железорудных карьерах Криворожского бассейна (Украина)

ГОК	Карьер	Скорость понижения горных работ, м/год	Доля объема перевозки по видам транспорта, %	
			ж.-д.	автомобильный
Северный	Первомайский	12,5	36,6	63,4
	Анновский	7,5	35,3	64,7
Центральный	№ 1	6,0	15,4	84,6
	№ 2	5,3	15,4	84,6
	№ 3	10,7	31,6	68,4
Ново-Криворожский	№ 2	10,6	29,6	70,4
	№ 3	16,4	29,6	70,4
Южный	—	6,4	100,0	—
Ингулецкии	—	7,7	9,4	90,6
Полтавскии	—	6,3	23,9	76,1

5.5. Элементы системы разработки при перемещении горной массы автомобильным транспортом

5.5.1. Общие положения

Расчет параметров элементов системы разработки при использовании автомобильного транспорта методически схож с расчетом аналогичных параметров при применении железнодорожного транспорта, однако имеет и определенные особенности. Высокая маневренность автосамосвалов, менее жесткие требования к размещению транспортных коммуникаций на рабочих площадках и другие особенности технологии горных работ при автомобильном транспорте приводят к изменению некоторых параметров элементов системы разработки.

5.5.2. Высота уступа и ширина заходки при перемещении горной массы автомобильным транспортом

Высота уступа при использовании механических лопат. Требования к высоте уступа регламентированы Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (см. разд. 5.4). При разработке пород механическими лопатами с погрузкой в автотранспорт высоту уступа принимают такую же, как и при использовании аналогичных моделей экскаваторов с погрузкой в средства железнодорожного транспорта. При разработке сложноструктурных залежей с целью снижения потерь и разубоживания полезного ископаемого целесообразно принимать высоту добычных уступов не более 12 м. Высота уступов на действующих угольных разрезах приведена в табл. 5.29.

Ширина заходки механической лопаты при погрузке горной массы в автотранспорт. Экскавация мягких и скальных взорванных пород может производиться заходками нормальной ширины, равными $A = (1{,}5 \div 1{,}7)R_{ч.у}$, м. При погрузке мягких пород часто применяют узкие заходки шириной $A = (0{,}7 \div 1)R_{ч.у}$. При погрузке взорванных пород находят применение широкие заходки, равные ширине развала горной массы после взрыва. В этом случае для маневров автосамосвалов используется выработанное пространство.

Таблица 5.29.
Фактическая высота вскрышного уступа на угольных разрезах

Разрез	Вид транспорта	Высота уступа, м
Бачатский	Железнодорожный, автомобильный	12, 15
Краснобродский	То же	12—16
Черниговский	"	10, 15
Кедровский	Автомобильный	15
Сибиргинский	"	15
Междуреченский	Железнодорожный, автомобильный	17
Бородинский	Железнодорожный	10—15
Нерюнгринский	Автомобильный	15, 20
Холбольджинский	Железнодорожный, автомобильный	15
Мугунский	Автомобильный	15
Лучегорский	Железнодорожный	12,5
Лермонтовский	Автомобильный	10
Коркинский	Железнодорожный	10
Тюльганский	Железнодорожный, автомобильный	10
Степной	Железнодорожный	15—20
Северный	"	15

5.5.3. Ширина рабочей площадки при автомобильном транспорте

Расчет ширины рабочей площадки (по данным Центрогипрошахта). Ширина рабочей площадки $Ш_{рп}$ (м) определяется по следующим формулам:

при погрузке мягких пород механической лопатой в автосамосвалы (рис. 5.11, *а*, табл. 5.30)

$$Ш_{рп} = A + c_2 + E + П_1 + c_1 + b_п;$$

при петлевом развороте автосамосвалов должно выполняться условие:

$$Ш = c_1 - c_2 \geq 2R_р;$$

при погрузке взорванных пород в автосамосвалы (рис. 5.11, *б*, см. табл. 5.30)

$$Ш_{рп} = X + c_2 + E + П_1 + c_1 + b_п;$$

при отгрузке горной массы из развала в две заходки и петлевом развороте автосамосвалов должно выполняться условие:

$$Ш - c_1 - c_2 - X/2 \geq 2R_р,$$

где A — ширина заходки экскаватора, м; c_2 — расстояние от оси дороги до нижней бровки уступа или развала, м; E — 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; $b_п$ — полоса безопасности, м; $R_р$ — радиус разворота автосамосвала, м; X — ширина развала горной массы после взрыва, м.

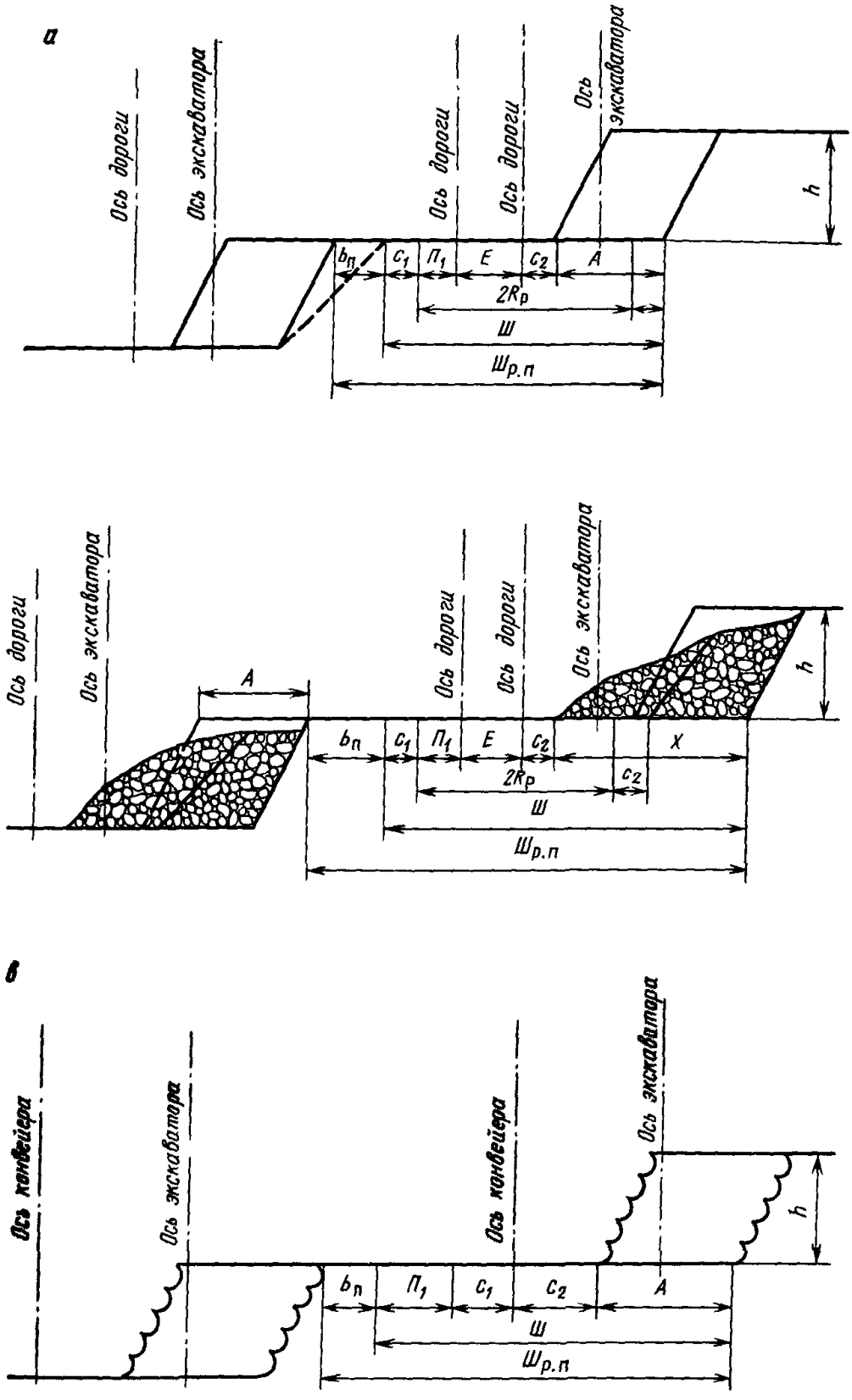


Рис. 5.11. Схемы к расчету ширины рабочей площадки при автомобильном и конвейерном транспорте

Таблица 5.30.
Размеры элементов рабочих площадок при автотранспорте (по данным Центрогипрошахта)

Экскаватор	c_2	E	$П_1$	c_1
ЭКГ-5А; ЭКГ-4,6Б, ЭКГ-8И	3	4,5—5	3	3
ЭКГ-8И; ЭКГ-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

5.5.4. Длина фронта работ при автомобильном транспорте

Протяженность фронта работ на один экскаватор при автотранспорте обычно меньше, чем при железнодорожном транспорте. В соответствии с нормами технологического проектирования эти данные приведены в табл. 5.21.

Длина активного фронта работ на один экскаватор при автомобильном транспорте в соответствии с Нормами технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов приведена в табл. 5.31.

Таблица 5.31.
Минимальная длина (м) активного фронта работ на один экскаватор

Вместимость ковша экскаватора, м³	Рыхлая порода	Скальная порода
1—2	100	—
2,5—3	150	250
4,6—5	300	400
8—10	350	500

5.6. Элементы системы разработки при перемещении горной массы конвейерным транспортом

Ширина рабочей площадки (по данным Центрогипрошахта) при работе роторных экскаваторов с погрузкой горной массы на конвейер (рис. 5.11, *в*, табл. 5.32)

$$Ш_{р.п} = A + c_2 + c_1 + П_1 + b_п,$$

где A — ширина заходки экскаватора, м; c_2 — расстояние от оси конвейера до ниж-

Таблица 5.32.
Размеры элементов рабочих площадок при конвейерном транспорте (по данным Центрогипрошахта)

Экскаватор	A	c_2	c_1	$П_1$
ЭРП-1250	16	10	5,5	6
ЭР-1250	18	10	5,5	6
ЭРШРД-5000	30	13,5	8,5	6
ЭР-5000	40	13,5	8,5	6

ней бровки уступа, м; $П_1$ — полоса для размещения дополнительного оборудования, м; c_1 — расстояние между осью конвейера и полосой безопасности, м; $b_п$ — полоса безопасности, м.

Максимальная высота уступа $H_у$ (м) при работе роторных экскаваторов при верхнем черпании зависит от схемы выемки и определяется (по В.В. Ржевскому):

при выемке вертикальными стружками

$$H_{у\ max} = L_c \sin\beta + c + h_в + 0{,}5d_р;$$

при выемке горизонтальными стружками

$$H_{у\ max} = L_c \sin\beta + c + 0{,}5d_р,$$

где L_c — длина роторной стрелы, м; c — высота закрепления опорного шарнира стрелы, м; β — угол подъема стрелы экскаватора, градус; $h_в = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р$ — высота вертикальных стружек, м; $d_р$ — диаметр роторного колеса, м.

Максимальная ширина заходки роторного экскаватора с невыдвижной стрелой

$$B_{max} = L_{стр}(\cos\beta_1 + \cos\beta_3 \sin\varepsilon) + (R_р + e)(1 + \sin\varepsilon)) - \frac{H_у - h_в}{\operatorname{tg}\alpha},$$

где e — расстояние от опорного шарнира роторной стрелы до оси вращения экскаватора, м; β_1 и β_3 — углы подъема стрелы ротора при отработке соответственно верхнего и нижнего слоев; ε — угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя.

5.7. Параметры элементов системы разработки на некоторых зарубежных карьерах

Фактические данные по параметрам элементов системы разработки на рудных карьерах некоторых зарубежных стран приведены в табл. 5.33.

Таблица 5.33.
Параметры элементов систем разработки на некоторых зарубежных карьерах

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м³	Вид забойного транспорта
Minntack	США	Таконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	60,5	11,3	4,9—10,7	Автомобильный
Eree	"	"	То же	10,7	60,5	8,2	6,1—12,2	Железнодорожный и автомобильный
Hebing Taconite	"	"	"	13,7	< 90	15,1	7,6—12,2	Автомобильный
Jerritcanyon Lowermork	"	Золото	Кварцит	4,5	< 90	9,4	4,6, 9,7	"

Продолжение табл. 5.33.

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м³	Вид забойного транспорта
National	"	Таконит	Ледниковые наносы, сланец	12,2	< 90	15,1	6,1—10,7	"
Bingham	"	Медесодержащие халькопирит, борнит, халькозин	Порфиры, известняки, монцониты	15,2	64	15,2	21—25,6	Автомобильный, железнодорожный
Peter Mitchel	"	Таконит	Ледниковые наносы	10,7	50—60	12	8,4—9,2	Автомобильный
Eagle Mountain	"	Магнезит, гематит	Кварциты, кварц	13,7	30,5	12—17	4,6—9,1	"
Climax	"	Молибденовый концентрат	Ледниковые наносы, песчаники, кварциты	12,2	60	12,0	11,3, 9	"
Mountright	Канада	Железная руда	Песчаники, кварциты	12,2	30,0	27,0	6,1—7,6	"
Carol	Канада	Железная руда	Кварциты, сланцы, песчаники	13,7—18,3	45,1	27,0	7,6	"
Palabora	ЮАР	Медная руда	Кварциты	12 2 15,2	30,0	24,0	7,5, 19	Автомобильный (троллейвозы)

Окончание табл. 5.33.

Карьер	Страна	Руда	Порода	Высота уступа, м	Ширина рабочей площадки, м	Ширина заходки, м	Вместимость ковша экскаватора, м³	Вид забойного транспорта
Malanjkhand	Индия	Медная руда	Песчаники, конгломераты	12,0	35,0	9,0	4,6, 9,2	Автомобильный
Jwaneng	Ботсвана	Алмазы	Наносы, кимберлиты	12	60	11,0	7,6	"
Araks	Бразилия	Ниобий	Песчаники	10	35	8,0	4,6	"
Mount Tom Drice	Австралия	Железная руда	Алевролиты, диабаз	13,6	65	12	3,4, 9,2	"
Paraburdo	Австралия	Железная руда	Сланец, диабаз	13,3	67	11,8	9,1	"

Список литературы

1. Изменения норм технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. Минуглепром СССР. — Новосибирск, 1988.

2. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. Издание четвертое, переработанное и дополненное. — М.: Недра, 1982.

3. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. Минуглепром СССР. — М.: 1986.

4. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. — Ленинград, 1986

5. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. — М.: Минцветмет, 1986.

6. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Части I и II. — М.: Недра, 1985.

7. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — Челябинск, 1991.

6
БУРЕНИЕ

6.1. Основные положения

Наибольшее распространение на открытых горных работах получил шарошечный способ бурения. Таким способом выполняется до 82,5 % всех объемов бурения, шнековым — около 15,7 % и ударным — до 1 %. Остальные 0,8 % приходятся на термический и ударно-канатный.

На угольных разрезах стран СНГ при дроблении крепких пород применяют преимущественно скважины диаметром 214 мм, в рудной промышленности — 243 мм. Ведутся работы по созданию и совершенствованию буровых станков на диаметр скважины 270—320 мм и более. В мировой практике бурения взрывных скважин наиболее популярны и эффективны скважины диаметром 200—311 мм.

На открытых разработках широко применяют направленное (наклонное) бурение скважин параллельно откосу уступа, сокращающее удельные расходы на бурение и ВВ и улучшающее равномерность дробления горной массы.

На ряде угольных месторождений мира успешно применяют горизонтальное бурение скважин с рабочих площадок. Оно особенно эффективно на слоистых уступах, где твердые породные прослойки располагаются непосредственно над пластом полезного ископаемого, а общая масса покрывающих пород характеризуется средней крепостью.

В связи с ростом производственной мощности карьеров и ведением вскрышных работ мощной высокопроизводительной горнотранспортной техникой с высокими линейными параметрами и развитием бестранспортной системы разработки с применением драглайнов значительное распространение получают уступы высотой 25—50 м, для чего требуется бурение наклонных скважин глубиной до 50—60 м.

6.1.1. Типаж буровых станков

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 погружными 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 $f = 1 \div 6$.

Типоразмеры станков, определяемые главным параметром, — условным диаметром пробуриваемой скважины, базируются на десятом ряде предпочтительных чисел и предусматриваются для бурения скважин диаметрами 100, 125, 160, 200, 250, 320 и 400 мм.

В условное обозначение станка входят тип станка и условный диаметр пробури-

ваемой 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.

Изготавливаются станки и с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по преобладающему способу бурения.

Буровая мелочь из скважины при всех способах бурения удаляется, как правило, продувкой ее сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью. При вращательном способе бурения резанием для удаления породы из скважины часто используют витые штанги — шнеки (шнековое бурение). Наряду со шнеком иногда применяют и одновременную продувку скважины сжатым воздухом.

Различают буровые станки:

узкоспециализированные, рассчитанные на применение одного вида бурового инструмента постоянного диаметра при одном способе очистки скважин;

специализированные, отличающиеся от первых применением буровых инструментов различного диаметра;

комбинированные, позволяющие использовать различные виды и размеры бурового инструмента, а также различные способы очистки скважин.

На открытых горных работах для бурения по углю и в породах с $f = 1 \div 6$ применяют станки вращательного бурения резцовыми коронками, в средней и повышенной крепости породах с $f = 6 \div 18$ — шарошечные станки, в трудновзрываемых породах с $f = 10 \div 20$ крупноблочного строения — станки ударно-вращательного бурения.

Принципы комбинированных буровых станков реализованы в конструкциях опытных станков СБШК-200 и СБР-200-36.

6.1.2. Основные характеристики буримости горных пород

Буримость горных пород количественно оценивается скоростью бурения v или временем бурения единицы длины скважины t_0.

В практике известен ряд специализированных классификаций (шкал) буримости для различных способов бурения и типоразмеров бурового инструмента. Они необходимы, главным образом, для нормирования буровых работ и могут быть использованы с этой целью совместно с единой классификацией горных пород Центрального бюро нормативов по труду (ЦБНТ), предназначенной для установки норм выработки (времени) и нормативов на бурение скважин станками шарошечного и вращательного бурения резанием на карьерах.

При оперативном нормировании буровзрывных работ (БВР) применяется классификация горных пород по СНиП–82.

Приближенная оценка производительности буровых станков может быть произведена по сопоставлению коэффициента крепости f и категорий пород единой классификации с удельной энергоемкостью (табл. 6.1).

Для сопоставления пород по буримости (механическим способом) относительный показатель трудности бурения породы $П_б$ (по В.В. Ржевскому) рекомендуется принимать исходя из выражения

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0{,}7\gamma,$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ — пределы прочности горных пород соответственно на сжатие и сдвиг, МПа ($\sigma_{сж}$ = 34÷450 МПа, $\sigma_{сдв}$ = 0,01÷75 МПа); γ — плотность породы, т/м^3.

Горные породы при механических способах бурения в соответствии с величиной $П_б$ подразделяют по буримости на пять классов, в каждый из которых входят пять категорий: I класс — легкобуримые ($П_б$=1÷5); II класс — средней буримости ($П_б$=5,1÷10); III класс — труднобуримые ($П_б$=10,1÷15), IV класс — весьма труднобуримые ($П_б$=15,1÷20), V класс — исключительно труднобуримые ($П_б$=20,1÷25). Породы с показателями $П_б$>25 относятся к внекатегорийным.

Удельное сопротивление горной породы разрушению при механическом спосо-

Таблица 6.1

Сопоставление коэффициента крепости и категории породы по шкале ЦБНТ с удельной энергоемкостью бурения

Порода	Коэффициент крепости породы f	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м	Категория породы единой классификации
Кимберлиты	4—6	1,08—3,24	VI
Аргиллиты	4—6	2,16—4,32	VI-IX
Каройские сланцы	5	2,16—6,84	VI-XII
Кремнистые фосфориты	10—12	4,32—5,76	IX-XI
Глубоплитчатые 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—9,0	X-XIII
Каолинизированные вторичные кварциты	4—7	1,8—2,52	VI
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	9,0—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

бе оценивается по среднему приведенному пределу прочности породы при разрушении механическим способом бурения (МПа) из выражения

$$\sigma_{мб}=0,5(\sigma_{сж}+\sigma_{ск}),$$

где $\sigma_{ск}$ = 2,4÷53 МПа — предел прочности на скалывание, МПа. Значения $\sigma_{мб}$ находятся в диапазоне 18÷198 МПа.

Интенсивность бурения взрывных скважин определяется технической скоростью бурения, которая зависит: от свойства породы разрушаться под воздействием бурового инструмента (основной фактор); от вида и формы бурового инструмента, способа, усилия и скорости его воздействия на забой скважины; диаметра скважины и в ряде случаев от ее глубины; способа, скорости и тщательности удаления из забоя буровой мелочи.

6.2. Расчет технических и энергетических параметров бурения

6.2.1. Станки шарошечного бурения

Требуемое осевое усилие (кН) на долото диаметром D (мм) для разрушения породы крепостью f

$$P_{ос}=10^{-2}kfD=10^{-3}k\,\sigma_{сж}D,$$

где k = 6÷8 — бóльшие значения для более крупных долот; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы при одноосном сжатии, МПа.

Усредненные рекомендации ряда фирм-изготовителей долот по максимально допустимому усилию нагружения долота $P_{ос\ max}$ и соответствующей данному усилию предельной частоте вращения долота $n_{вр}$ (с$^{-1}$), при которых обеспечиваются удовлетворительные условия их эксплуатации, приведены ниже.

D, мм	169	184	200	229	251	269,9	311/320	350	381	400
$P_{ос\ max}$, кН	135	160	200	250	280	325	400	455	500	550
$k_0=P_{ос\ max}/D$, кН/мм	0,8	0,87	1,0	1,1	1,12	1,2	1,286	1,3	1,31	1,375
f_{max}	11,4	12,4	14,28	15,7	16,0	17,25	18,4	18,56	18,7	19,6
$n_{вр}$, с$^{-1}$	1,33	1,25	1,16	1,08	1,0	0,91	0,83	0,66	0,75	0,5

Конкретные рекомендации по величинам $k_0=P_{ос\ max}/D$ приводятся в каталогах долот.

Глубина внедрения (мм) зуба шарошки с углом заострения зуба α (градус) в породу крепостью f

$$h=\frac{1,5\cdot 10^2 P_{ос}}{Df\,(tg\,\alpha/2+\mu_1)k_з},$$

где μ_1 = 0,25÷1,0 — коэффициент трения металла шарошки о породу; $k_з$=1÷1,3 — коэффициент затупления зуба (бóльшее значение для пород более высоких крепости и абразивности).

Максимальная глубина погружения зуба (штыря) шарошки в породу должна составлять 0,75—0,8 его высоты, равной 10—15 мм для штыревых и 15—25 мм для зубчатых долот.

Требуемый момент вращения (Н·м) долота

$$M_{кр}=2,84\cdot 10^3\,k_1D(0,22\,P_{ос})^n,$$

где n — показатель, зависящий от качества очистки скважины (n = 1,25 — для очень хорошей; n = 1,5 — для удовлетворительной; n = 1,75 — для плохой); k_1 — коэффициент, зависящий от крепости буримой породы:

f	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18	18—20	Свыше 20
k_1	12	11	10	9	8	6	4	2

Как правило, вращательно-подающий механизм современного бурового станка обеспечивает удельный момент $M_{кр}$ до 40 Н·м на 1 кН осевого усилия $P_{ос}$. На практике соотношение $M_{кр}/P_{ос}$ редко превышает 20—30 Н·м/кН.

Мощность (кВт) привода вращателя

$$N_{вр}=2\pi\cdot 10^{-3}M_{кр}n_{вр}\eta_{вр}^{-1}=$$
$$=10^{-3}M_{кр}\omega_{вр}\eta_{вр}^{-1},$$

где $\eta_{вр}$ = 0,85÷0,7 — КПД трансмиссии вращателя; $\omega_{вр}$ — угловая скорость, рад/с.

Мощность (кВт) привода подачи

$$N_{под}=P_{ос}v_{под}\eta_{под}^{-1},$$

где $v_{под}$ —скорость подачи бурового става,м/с; $\eta_{под}$ = 0,5÷0,7 — КПД механизма подачи.

Теоретическая скорость (м/с) шарошечного бурения

$$v=3k_{ск}hn_{вр}, \qquad (6.1)$$

где $k_{ск}$ = 0,5÷0,3 — коэффициент, учитывающий уменьшение скорости бурения за счет неполного скола породы между зубьями (бóльшее значение для менее плотных пород); h — глубина внедрения зуба, м.

Требуемое количество сжатого воздуха, подаваемое в забой, определяется из условия обеспечения требуемой скорости выноса $v_в$ (м/мин) разрушенных частиц породы в затрубном пространстве, рекомендуется не менее 1500 м/мин для плотных пород и не более 2100 м/мин для среднеплотных. Допускается скорость до 2800 м/мин для влажных плотных пород при скорости бурения 24 —25 м/ч.

Для сухих забоев наиболее употребителен диапазон скоростей $v_в$=1220 — 1520 м/мин.

Теоретическая подача воздуха (м³/мин)

$$Q=Fv_в=0,25\pi v_в(D^2-D^2_ш),$$

где F — площадь затрубного пространства, м²; D и $D_ш$ — диаметры соответственно долота и штанги, м.

Давление компрессора рекомендуется выбирать в диапазоне 0,4—0,7 МПа. При использовании долот с периферийными продувочными каналами, имеющими сменные вкладыши, последние следует выбирать минимальных размеров, допускаемых по запасу избыточного давления на выходе из ресивера. Потери давления в буровом ставе составляют 0,07—0,14 МПа, а в долоте и подшипниковых каналах могут достигать 0,5 МПа, повышаясь с увеличением подачи воздуха и уменьшением сечения вкладышей.

Мощность привода компрессора (кВт), обеспечивающего сжатие воздуха от давления p_1 (Па) на входе до давления p_2 (Па) на выходе из компрессора и подачу его в систему продувки скважины в объеме Q (м³/мин),

$$N_{ком}=4,2Qp_1\,(\eta_к\,\eta_п)^{-1}\lg p_2/p_1,$$

где $\eta_к$=0,6÷0,7 и $\eta_п$=0,92÷0,95 — КПД соответственно компрессора и передачи.

6.2.2. Станки вращательного бурения с режущим долотом

Осевое усилие (кН) на режущем инструменте диаметром D (м), необходимое для его внедрения на глубину h (м),

$$P_{ос}=0,25\cdot 10^3\,k_з Dh\,\sigma_{мб},$$

где $k_з$=1,5÷0,7 — коэффициент, учитывающий затупление инструмента (бóльшие значения для более тупого инструмента и меньших толщин стружки); $\sigma_{мб}$ — приведенный предел прочности породы, МПа.

На практике для режущих долот удельные осевые нагрузки на 1 м диаметра долота устанавливаются в пределах 100—300 кН/м.

Момент вращения (кН·м), необходимый для разрушения породы режущей коронкой,

$$M_1=62,5D^2\sigma_{мб}hz\,(1+\mu_1 k_з),$$

где z — число перьев коронки; h — толщина стружки, срезаемой резцом, м,

$$h = v\,(z n_{вр})^{-1}, \qquad (6.2)$$

v — теоретическая скорость бурения [см. формулу (6.4.)], м/с; $n_{вр}$ — частота вращения шнека ($с^{-1}$).

Минимально допустимая частота вращения шнека ($с^{-1}$) диаметром D_1 (м) и углом подъема винтовой линии β (градус)

$$n_0 \geq [g(\sin\beta+\mu_1\cos\beta)(2\pi^2\mu_2 D_1)^{-1}]^{0,5},$$

где μ_1 и μ_2 — коэффициенты трения породы соответственно о сталь и породу; g — ускорение свободного падения, $м \cdot с^{-2}$.

Производительность ($м^3/с$) шнека

$$Q_ш = 0{,}25\,\pi\,(D_1^2 - d^2)\,ks\psi\,(n_{вр} - n_0),$$

где d — диаметр вала шнека, м; ψ — коэффициент заполнения объема шнека; $k = 0{,}8 \div 0{,}9$ — коэффициент просыпания породы в зазор между шнеком и стенками скважины; s — шаг винта, м.

Необходимая частота вращения бурового става

$$n_{вр} \geq \frac{D^2 k_р v_{max}}{k(D_1^2 - d^2)s\psi} + n_0,$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления породы; v_{max} — максимальная скорость бурения, на которую рассчитан станок, м/с.

Момент (кН·м), необходимый для обеспечения подъема породы шнеком с глубины H (м),

$$M_2 = 0{,}125\pi\mu_1 D_1(D_1^2 - d^2)\cdot$$

$$H\psi\gamma k_р^{-1} g(tg\beta + \mu_2),$$

где μ_1 — коэффициент трения шнека о стенки скважины; γ — плотность породы, $кг/м^3$.

Мощность (кВт) двигателя вращателя станка шнекового бурения при угловой скорости шнека $\omega_{вр}$ (рад/с) и КПД механизма вращателя η

$$N_{вр} = (M_1 + M_2)\omega_{вр}\eta^{-1} =$$

$$= 2\pi(M_1 + M_2)n_{вр}\eta^{-1}.$$

6.2.3. Станки ударно-вращательного бурения

Требуемое осевое усилие (МН) для внедрения лезвия с углом заострения α (градус) долота диаметром D (м) на глубину h (м) в породу с прочностью $\sigma_{мб}$ (МПа)

$$P_у = k_1 D h\,\sigma_{мб}(tg\,\alpha/2 + \mu_1)k_з,$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий форму вооружения долота ($k_1 = 2$ для зубильного; $k_1 = 4$ для крестового и штыревого); μ_1 — коэффициент трения стали коронки долота о породу (μ_1 от 0,5 при воздушно-водяной продувке, до 1 при сухой); $k_з = 1{,}2 \div 1{,}3$ — коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки.

Глубина погружения лезвия коронки в породу при единичном ударе

$$h = P_у[k_1 D\,\sigma_{мб}(tg\,\alpha/2 + \mu_1)\,k_з]^{-1}.$$

Требуемая частота ударов (ударов/об) долота по забою на 1 оборот долота

$$z_0 = \pi D(2k_1 h\,tg\,\theta/2)^{-1},$$

где $\theta \geq \alpha$ — угол скола породы с забоя, градус.

На практике z_0 для пневмоударников составляет 8—15 ударов/об.

Необходимая частота вращения бурового инструмента ($с^{-1}$) при частоте ударов пневмоударника z ($с^{-1}$)

$$n_1 = z\,z_0^{-1}.$$

Теоретическая скорость чистого бурения (м/с)

$$v = h n_{вр}. \qquad (6.3)$$

Теоретическая мощность (Вт) пневмоударника с учетом единичного удара A (Дж)

$$N_п = Az = 0{,}5\,P_у h z.$$

6.2.4. Производительность буровых станков

Сменная производительность (м/смену) бурового станка

$$Q_{см} = k_{и\,см}\, T_{см}\, v_т$$

или

$$Q_{см} = T_{см}\, k_{и\,см}\, (t_б + t_в)^{-1} =$$
$$= T_{см}\, k_{и\,см}\, (v^{-1} + t_в)^{-1},$$

где $k_{и\,см}$ — коэффициент использования нормативного времени смены $T_{см}$(с) для бурения за вычетом вероятных простоев станка, в среднем $k_{и\,см} = 0{,}6 \div 0{,}8$; $v_т$ — техническая скорость бурения, в среднем $v_т = (0{,}75 \div 0{,}8)\, v$, м/с; 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; на замену долота; наращивание бурового става и т.д.), с/м.

$$t_в = K_х + t_з / l_д + t_с / H,$$

где $K_х$ — показатель, характеризующий удельные затраты времени на холостые пробеги вращательно-подающего органа станка в процессе бурения (зависит от глубины скважины H (м), длины штанги $l_ш$ (м), скорости спуско-подъемных операций рабочего органа $v_{пд}$ (м/с) и проходки на долото $l_д$ (м), с/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 $K_х$ определяются:

при бурении в крепких породах, когда долото меняется раньше, чем закончена проходка скважины ($l_д < H$),

$$K_х = t_п + t_с / 2 l_ш\, (1 + H / l_д);$$

при бурении одним долотом многих скважин ($l_д >> H$)

$$K_х = t_п + t_с / (2 l_ш);$$

при бурении одной штангой без наращивания уступа глубиной H ($l_ш = H$ или $l_ш >> H$)

$$K_х = t_ш / H = 1 / v_{пд},$$

где $t_п$ — удельные затраты времени на холостые хода шпинделя, независящие 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; $v_{пд}$ — 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

$$v_т = (1/v + K_х + t_з / l_д + t_с / H)^{-1}.$$

Время цикла (с) бурения одной взрывной скважины (до начала бурения следующей)

$$T_ц = H\, (1/v + t_п + t_з / l_д + t_с / H)^{-1} + t_с.$$

Теоретическая скорость бурения v (м/с) определяется:

для станков шарошечного бурения по формуле (6.1) или из эмпирического выражения

$$v = 5 \cdot 10^{-6}\, P_{ос}\, n_{вр}\, (П_б\, D^2)^{1};$$

для станков вращательного бурения резанием по формуле (6.2) или по выражению

$$v = 4{,}2 \cdot 10^{-4}\, P_{ос}\, n_{вр}\, (П_б^2\, D^2)^{1}; \quad (6.4)$$

для станков ударно-вращательного бурения по формуле (6.3) или по выражению

$$v = 1{,}5 \cdot 10^{-7} N_п (П_б D^2 k_ф)^{-1} =$$
$$= 1{,}5 \cdot 10^{7} A z (П_б D^2 k_ф)^{-1},$$

где $P_{ос}$ — осевое усилие подачи, кН; $n_{вр}$ — частота вращения долота, $с^{-1}$; D — диаметр долота, м; $N_п$ — мощность пневмоударника, Вт; A — энергия единичного удара, Дж; z — частота ударов пневмоударника, $с^{-1}$; $k_ф$ — коэффициент, учитывающий форму коронки (для трехперых $k_ф$=1,1; для крестовых $k_ф$=1,0; для штыре-

вых $k_ф$=0,9); $П_б$ — относительный показатель трудности бурения породы.

Месячная (м/мес) и годовая (м/год) производительности:

$$Q_{мес} = Q_{см}\, n;\ Q_{год} = Q_{мес}\, N$$

или

$$Q_{год} = \sum_{0}^{t} Q_{мес\ i},$$

где n и N — соответственно среднее число рабочих смен в календарном месяце и число рабочих месяцев в году.

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 B ($м^3$/м):

$$Q_{о\,см} = Q_{см}\, B,$$

где $B = W/L$; W — объем взорванной горной массы, $м^3$; L — суммарное число метров скважин, пробуренных, заряженных и взорванных, м.

Соответственно определяются месячная и годовая производительность.

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 на 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.

Себестоимость (руб/м) бурения 1 м скважины

$$C = C_{см}/Q_{см} + C_д/l_д,$$

где $C_{см}$ — затраты на бурение в течение смены (зарплата рабочих, амортизационные отчисления, материалы, электроэнергия и др.) без затрат на долота, руб/смену; $Q_{см}$ — среднемесячная производительность бурового станка в смену, м/смену; $C_д$ — оптовая цена долота, руб.; $l_д$ – проходка на долото, м.

6.2.5. Нормативы времени бурения

Нормативы времени бурения 1 м скважин станками типов СБШ-200, разработанные ЦБНТ, приведены в табл. 6.2—6.5.

Таблица 6.2

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	12,60	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 6.3

Нормативы вспомогательного времени на бурение 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	0,70
Осмотр и продувка скважины	0,19	0,24	0,14	0,19	0,08	0,10	0,08	0,10
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
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, 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	1,50	1,66	1,39	1,45	1,53	1,63
XVI-XVIII	1,60	1,80	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 6.4

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	
	2,0	3,3		2,0	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 6.5
Нормативы вспомогательного времени на бурение 1 м скважины (мин) станками СВБ-2М (по данным ЦБНТ)

Операция	Глубина скважины, м		Операция	Глубина скважины, м	
	<10	>10		<10	>10
Подъем бурового става	0,26	0,30	Замена долота по категориям горных пород		
Наращивание и рассоединение шнеков	0,65	0,76	III-XI	0,05	0,05
Переезд от скважины к скважине, подтягивание кабеля	0,15	0,15	XII-XIII	0,10	0,10
Чистка скважины по категориям горных пород			Вспомогательные по категориям горных пород		
III-IV	0,05	0,06	III-IV	1,16	1,32
V-VI	0,10	0,11	V-VI	1,21	1,37
VII-X	0,15	0,17	VII-X	1,26	1,43
XI	0,20	0,23	XI	1,31	1,48
XII-XIII	0,25	0,28	XII-XIII	1,41	1,59

6.2.6. Показатели работы буровых станков

Показатели работы станков вращательного бурения шарошечными долотами и резцовыми коронками, а также стойкость долот на горных предприятиях угольной и рудной отраслей приведены в табл. 6.6—6.8.

Таблица 6.6
Показатели работы буровых станков 2СБШ-200Н (по данным СКБ СГО)

Показатели	АО Хакасс-уголь разрез Черногорский	ПО Востсиб-уголь разрез Черемховский	ПО Якут-уголь разрез Нерюнгринский	Разрезы Кузбасса	
				Северный	Сибиргинский
Средневзвешенный коэффициент крепости *f*	6	5	6,7	4,5	10
Выход горной массы, м³/м	31,2	59	26,4	32,9	21,7
Стойкость долот, м	791	723	461	1465	205,5
Сменная производительность, м	137	106	114	226	120
Годовая производительность списочного станка, тыс м	38,9	35,8	57	39,6	35,5

Продолжение табл. 6.6

Показатели	Разрезы Кузбасса		ПО Урал-руда Бакальское РУ	Уральский асбестовый ГОК	ПО Каратау рудник Жанатас
	Красногорский	Междуреченский			
Средневзвешенный коэффициент крепости *f*	8	10	13	13,4	11,8
Выход горной массы, м³/м	30	23,1	23	46,4	28,46
Стойкость долот, м	536	393	132,7	384	214
Сменная производительность, м	137	115	—	59	71
Годовая производительность списочного станка, тыс м	58,1	44,8	15,2	25,2	17,4

Таблица 6.7
Показатели работы буровых станков СВБ-2М и СБР-160 на разрезах угольной промышленности (по данным Специального конструкторского бюро самоходного горного оборудования (СКБ СГО)

Показатели	"Богатырь"		Северный	
	СВБ-2М	СБР-160	СВБ-2М	СБР-160
Средневзвешенный коэффициент крепости *f*	2	2	3,3	3,1
Выход горной массы, м³/м	28,1	45	20,3	19,5
Стойкость долот, м	2280	2521	341	610
Сменная производительность станка, м	196	245	306	465
Годовая производительность списочного станка, тыс м	18,721	43,950	42,318	54,500

Продолжение табл. 6.7

Показатели	Красногорский	Кедровский	Черемховский	Харанорский	Тулунский
	СВБ-2М	СБР-160	СВБ-2М	СВБ-2М	СБР-160
Средневзвешенный коэффициент крепости *f*	8	5	3	3,5	4,3
Выход горной массы, м³/м	10	31,6	45	27,3	16
Стойкость долот, м	165,8	1404	628	349,6	315
Сменная производительность станка, м	126	151,6	155,3	223,7	162
Годовая производительность списочного станка, тыс м	39,715	16,800	8,114	20,106	25,200

Таблица 6.8
Показатели работы буровых станков СБШ-250МН (по данным СКБ СГО)

Показатели	ГМК Печенганикель, рудник Ждановский	Соколовско-Сарбайский ГОК, карьер Сарбайский	Качканарский ГОК, карьер Западный	Ковдорский ГОК, рудник Железный	Михайловский ГОК
Средневзвешенный коэффициент крепости *f*	14,6	14,9	14,0	10,5	15,6
Выход горной массы, м³/м	31,1	34,2	23,1	33,9	38,0
Стойкость долот, м	150	187	134	246	81
Сменная производительность, м	43,7	59,0	44,5	77,0	62,9
Годовая производительность списочного станка, тыс м	30,4	29,3	24,1	34,2	15,8

Продолжение табл. 6.8

Показатели	Лебединский ГОК	ИнГОК	Уральский асбестовый ГОК	ПО Апатит рудник Центральный	Полтавский ГОК
Средневзвешенный коэффициент крепости f	16,3	16,0	13,4	11,0	17,1
Выход горной массы, м³/м	33,0	34,4	46,4	35,1	36,4
Стойкость долот, м	66	112	420	153	130
Сменная производительность, м	39,0	51,0	62,8	139,0	71,0
Годовая производительность списочного станка, тыс м	21,9	21,8	24,4	48,9	20,8

6.3. Технические характеристики и описание буровых станков

6.3.1. Станки вращательного бурения шарошечными долотами

Станки типа СБШ (табл.6.9) предназначены для бурения взрывных скважин на открытых горных разработках в сухих и обводненных, монолитных и трещиноватых породах и состоят из следующих основных узлов: гусеничного хода с индивидуальным приводом на каждую гусеницу; машинного отделения с маслостанцией, компрессорной установкой и электрооборудованием; мачты; рабочего органа; механизма вращения и подачи бурового става; механизма свинчивания-развинчивания штанг; сепаратора; пылеулавливающей установки или емкости для воды; кабины машиниста; гидро- и пневмосистем. Подъем и опускание мачты осуществляются с помощью двух гидроцилиндров, горизонтирование станка — с помощью трех или четырех гидродомкратов.

Станок 5СБШ-200-36 является модернизированным вариантом станка 2СБШ-200Н и состоит из ходовой части типа УГ-60, платформы с двумя передними и одним задним гидродомкратами, машинного отделения, кабины, рабочего органа, гидро- и пневмосистем, пылеподавляющей или пылеулавливающей установки, мачты. Кассетирующее устройство крепится впереди мачты.

Станок 3СБШ-200-60 также создан на базе 2СБШ-200Н, имеет патронный привод подачи, аналогичный приводу станка 5СБШ-200-36, однако в последних экземплярах гидропатрон заменен тремя выносными гидроцилиндрами; измененную конструкцию мачты, причем кассета располагается внутри мачты. Конструкция ходовой части — малоопорная, экскаваторного типа с литой рамой и встроенными редукторами. Управление двигателем вращения — от тиристорного привода, имеется тиристорное управление пуском асинхронных двигателей хода.

Станок оснащен оригинальной трехступенчатой системой пылеулавливания с полным удалением штыба от устья скважины, состоящей из вентилятора, пылеосадительной камеры, циклонов и камеры рукавных фильтров. На станке предусмотрены система автоматизированного управления режимами бурения и кабельные барабаны. Ведутся работы по модернизации станка в высоковольтном исполнении.

Станок СБШ-250МН-32 имеет торцовую схему вращательно-подающего механизма и предназначен для бурения скважин диаметром 250 мм с осевым усилием 300 кН глубиной до 32 м в породах с f = 8÷14. Станок имеет тиристорный привод вращения, горизонтируется тремя домкратами. К основным конструктивным особенностям станка относятся: наличие верхнего привода вращения бурового става; непрерывная подача бурового става на

длину 8 м; воздушно-водяная система пылеподавления; высокий уровень механизации вспомогательных операций при сборке-разборке бурового става. Основные недостатки станка: низкая скорость спуско-подъемных операций и передвижения, недостаточная надежность, отсутствие сухого пылеподавления.

На базе СБШ-250МН-32 созданы буровые станки: СБШ-250-МНА-32, СБШ-250-55 и СБШ-250МНР.

Станок СБШ-250-МНА-32 отличается наличием системы автоматического регулирования подачи компрессора и механизма свинчивания-развинчивания буровых штанг, позволяющего наращивать буровой став из кабины машиниста без применения ручного труда.

Станок СБШ-250-55 характеризуется следующими особенностями: наличием мачты с двумя сепараторами, что позволяет бурить скважины глубиной до 55 м; трехкратной канатно-полиспастной системой — двухлебедочной с приводами постоянного тока и тиристорным управлением; применением штанг диаметром 219 мм вместо 203 мм, что увеличивает скорость потока воздуха в затрубном пространстве с 25 до 45 м/с и позволяет бурить скважины диаметром до 270 мм; автоматизацией режима бурения и полной механизацией вспомогательных операций по наращива-

Таблица 6.9

Техническая характеристика станков буровых шарошечных

Показатели	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)
Диаметр долота, мм	215,9 244,5	215,9	215,9 244,5*
Глубина скважины, м, не более	32	36	60
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0, 15, 30	0; 15; 30
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/1	9,6/1	12/1
Осевое усилие, кН, не более	250	300	300
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	0,025/0,48	0,025/0,516	0,033/0,5
Частота вращения долота, $с^{-1}$	0,2—4,0	0,25—2,5	0,2—2,16
Крутящий момент на вращателе, кН м	6,65—2,12	3,2—5,2	6,0
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,417	0,417—0,53
Мощность электродвигателей, кВт			
установленная	350	410	400
вращателя	60	52	68
компрессора	200	200	200
хода	32	44	44
Ходовое оборудование	Э-1252	УГ-60	Э-1602
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1,0
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1
Габариты, мм	9180×4600×13840	10200×5000×14300	10100×5300×18400
Масса станка, т	55	66	65

Продолжение табл. 6.9

Показатели	СБШ-250МНА-32 (СБШ250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	244,5 269,9	244,5 269,9	320
Глубина скважины, м, не более	32	55	36
Направление бурения к вертикали, градус	0, 15, 30	0, 15, 30	0
Длина штанги/ход непрерывной подачи, м	8/8	10/10	17,5/17,5
Осевое усилие, кН, не более	300	350	600
Скорость подачи/подъема бурового сиаряда, м/с	0,017/0,12	0,025/0,63	0,014/0,22
Частота вращения долота, с ^{1}	0,2—2,5	0,2—2,5	0—2,1
Крутящий момент на вращателе, кН м	4,2	4,2	8,7
Подача компрессора, м^3/с	0,417—0,53	0,53	0,834
Мощность электродвигателей, кВт			
установленная	400	400	712
вращателя	68	68	100
компрессора	200	200	2 × 200
хода	44	44	44
Ходовое оборудование	УГ 60М	УГ-70М	ЭГ 400
Скорость передвижения, км/ч	0,737	0,84	0,33
Давление на грунт МПа	0,12	0,12	0,11
Габариты, мм	9200×5450×15350	11200×5240×17730	12500×5450×25200
Масса станка, т	71,5	85	140

* Только с компрессором подачей 0,53 м^3/с

нию бурового става; усиленной конструкцией гусеничного хода с двумя вариант ми исполнения: с асинхронными двигателями и двигателями постоянного тока.

Станок СБШ-250МНР предназначен для шарошечного бурения вертикальных взрывных скважин и последующего термического расширения их заряжаемой части в породах и рудах (f>12). В качестве рабочего органа используют терморасширитель с огнеструйной горелкой воздушно-керосинового типа. Удлиненная мачта позволяет бурить скважины без наращивания штанг на уступах высотой до 17 м.

Техническая характеристика станка СБШ-250МНР

Диаметр расширяемой части скважин, мм	400
Глубина скважин, м	19
Угол наклона скважины к вертикали, градус	0
Верхний предел частоты вращения става, с ^{1}	2,5
Габариты станка, м	
высота с поднятой мачтой	23,06
длина с поднятой мачтой	10,11
длина с опущенной мачтой	22,7
высота с опущенной мачтой	7,41
ширина	5,8

Станок СБШ-320-36 предназначен для бурения скважин диаметром 320 мм глубиной до 36 м в породах с f >18. Ходовое оборудование — двухгусеничное с индивидуальным приводом. На раме расположено машинное отделение, в передней части которого размещены электрические шкафы управления, маслонасосная станция, блоки гидроаппаратуры, водяные насосы и другое вспомогательное оборудование, в задней части — два винтовых компрессора, а в нише хвостовой части станка — два кабельных барабана.

Усилие подачи создается лебедками и передается на опорный узел через канат, огибающий последовательно несколько раз приводные барабаны лебедок. Сбегающие ветви каната при бурении натягиваются весом буровой головки, а при подъеме става — натяжным устройством за счет веса рычагов и усилия пружин. Подача выполняется одним канатом, концы которого закреплены на правой и левой блочных обоймах опорного узла. Привод лебедки осуществляется от гидромотора при бурении или извлечении прихваченного в скважине бурового инструмента или от электродвигателя при спускоподъемных операциях. В 1992 г. выпущена опытная партия модернизированных станков СБШ-320В-36 для угольного разреза Нерюнгринский.

Изготовители станков: 3СБШ-200-60 – Бузулукский завод тяжелого машиностроения, 5СБШ-200-36 – Барвенковский машзавод (Украина), СБШ-250 и СБШ-320 – Воронежский завод горно-обогатительного оборудования.

6.3.2. Станки вращательного бурения резцовыми коронками

Станки вращательного бурения резцовыми коронками (табл. 6.10) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин по углю и породам с коэффициентом крепости $f = 2 \div 8$ на угольных разрезах, карьерах стройматериалов, горнохимического сырья, черной и цветной металлургии.

Машины состоят из следующих основных узлов и систем: гусеничного хода; рамы с кузовом и кабины машиниста; мачты с направляющими для перемещения бурового става и вращателя; кассеты для хранения шнеков; механизма свинчивания-развинчивания; механизма подачи бурового става; гидроцилиндров выравнивания станка и подъема мачты; компрессорной станции; гидро- и пневмосистем; электрической части.

Станок СВБ-2М выпускался в 70-х годах и получил широкое распространение. Это машина на гусеничном ходу с электрическим приводом. Передвижение станка и подъем рабочего органа осуществляются одним приводом, состоящим из электродвигателя, редуктора и системы зубчатых и цепных передач. По трубчатым направляющим мачты передвигается вращатель. Для наклона мачты в транспортное положение используют подъемную лебедку.

Станок СБР-160А-24 имеет мачту высотой 12 м, что позволяет использовать шнеки длиной 8,4 м, подача штанг и разборка става механизированы, предусмотрены гидравлическая подача бурового става, гидроцилиндры подъема и опускания мачты.

Станок имеет ходовую часть ХГ-30, гусеничного типа с электроприводом, буровой став вращается от трехскоростного асинхронного двигателя через редуктор. На станке устанавливается компрессор для комбинированной шнеко-воздушной очистки скважины. Управление станком — из кабины, размещенной в передней части станка.

Станок СБР-160Б-32 создан на базе станка СБР-160А-24, налажен его серийный выпуск. Эта модель отличается большей глубиной бурения, для чего применена кассета, установленная снаружи мачты. Станок имеет кабельный барабан.

Гидрофицированный буровой станок 2СБР-160-24 создан взамен СБР-160А-24. На станке используются укороченные шнековые штанги длиной 4 м с резьбовыми соединениями, что позволяет полностью механизировать процесс сборки-разборки

Таблица 6.10
Техническая характеристика станков вращательного бурения резцовыми коронками

Показатели	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	СБР-200-32 (48) (проект)
Диаметр скважины, мм	160	160, 200	160	160 (шарошечным долотом) 200 (резцовой коронкой)
Глубина скважины, м	24	32	24	48
Направление бурения к вертикали, градус	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Частота вращения бурового инструмента, с [1]	1,7, 2,2, 3,3	1,7, 2,2, 3,3	0,7, 1,4, 2,1, 3,0	2,8
Установленная мощность, кВт	184	184	112	150
Мощность вращателя, кВт	36/40/5	36/40/50	—	—
Крутящий момент, кН м	12	12	—	—
Усилие подачи, кН	80	80	70	120
Скорость бурового инструмента, м/с				
подачи	0—0,05	0—0,05	0—0,09	0—0,09
подъема	0,5	0,5	0,37—0,53	0,37—0,53
Ходовая часть				
мощность привода, кВт	15×2	18×2	15×2	—
скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9	1,0	1,0
преодолеваемый уклон, градус	15	15	18	15
давление на грунт, МПа	0,01	0,01	0,008	0,01
Габариты, мм, не более				
в рабочем положении	7495×4900×12980	8100×4900×12980	7670×3840×9240	—
в транспортном положении				
длина	12640	12640	9180	—
высота	4800	5100	3980	—
Масса, т	25	35	18	33

става. Подача и вращение става осуществляются от гидравлических двигателей. Гусеничный ход типа ХГ-18 приводится асинхронными электродвигателями.

Создаваемый станок СБР-200-32 (48) имеет аналогичную 2СБР-160-24 конструкцию, оснащен кабельным барабаном, системами автоматизации и диагностики. Станок может бурить долотами резания и шарошечными, для этого предусмотрено подключение прицепного компрессора.

Изготовитель станков СБР-160А-24 и СБР-160Б-32 — Карпинский машзавод, 2СБР-160-24 и СБР-200-32 (48) — Кыштымский машзавод.

6.3.3. Станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками

Станки ударно-вращательного бурения типа СБУ (табл. 6.11) предназначены для

Таблица 6.11
Техническая характеристика станков типа СБУ

Показатели	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125А-52
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	105	100; 125	125; 160
Глубина скважины, м, не менее	35	35	35	32	52
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14
Направление бурения к вертикали, градус	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15, 30	0; 15; 30	0—45
Пневмоударник	П-105С; П-125	П-105С; П-125	П-105С	П-125	П-125
Установленная мощность, кВт	24	24	4	40	90
Частота вращения бурового става, мин ^{1}	46	46	46	22,5; 45	31—62, 62—90; 90—135
Номинальный крутящий момент, Н м	830	830	830	2500	3000
Предел усилия подачи, кН, не менее (при P=0,5 МПа):					
вверх/вниз	6/8,5	6/8,5	6/8,5	25/25	50/70
Тип ходовой части	Гусеничный	Пневмо-колесный	Салазки	Гусеничный	Гусеничный
База, мм	1520	1320	2175	1800	2170
Габариты станка в транспортном положении, мм	4000×2300××2340	4000×2300××2400	2620×1000××1080	4200×3020××7100	5500×3200××2100
Масса станка, т	5	4	0,5	9	13,5

проходки (проведения) вертикальных и наклонных скважин в породах с коэффициентом крепости $f = 6 \div 16$.

Кыштымским машзаводом изготавливаются типоразмеры буровых станков с погружными пневмоударниками СБУ-100 и СБУ-125. Станки типоразмера СБУ-100 выпускаются трех модификаций: СБУ-100Г-35 на гусеничном ходу, СБУ-100П-35 на пневмоколесном ходу и СБУ-100Н-35 на раме-салазках. Машины имеют рабочий орган, состоящий из вращателя, цилиндра подачи, траверсы и направляющих, люнета, штанги и пневмоударника с коронкой (СБУ-100Н-35, СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35); ходовую часть; сухую пылеулавливающую установку; маслостанцию; гидродомкраты горизонтирования; шкафы с электроаппаратурой (СБУ-100Г-35, СБУ-100П-35).

Станок СБУ-100Г-35 состоит из следующих узлов: рабочего органа, включающего в себя пневмоцилиндр подачи, оснащенного направляющими, вдоль которых перемещается вращатель. Механизм подачи пневмопоршневой — неподвижный цилиндр, относительно которого перемещается поршень со штоком, связанный через плиту с вращателем. Гусеничный ход — с индивидуальным приводом на каждую гусеницу. Привод ходовой части — асинхронный электродвигатель и червячный редуктор с тормозным устройством. Управление ходом — от дистанционного переносного пульта. Сухая пылеулавливающая установка состоит из пыле-

осадительной камеры, циклона, фильтра тонкой очистки и вентилятора.

Станок СБУ-100П-35 является модификацией СБУ-100Г-35. Он может транспортироваться с помощью любого транспортного средства и жесткой сцепки.

Станок СБУ-100Н-35 отличается небольшими габаритами и массой, рабочий орган по компоновке и принципу действия аналогичен СБУ-100Г. Источник питания станков — смешанный вид энергии: сжатый воздух от передвижных или стационарных компрессорных станций и электроэнергия от промышленной сети или передвижных дизель-генераторных станций.

Созданы новые образцы буровых станков **2СБУ-100Н-32** на базе СБУ-100Н-35 и **СБУ-100ГА-50** на базе СБУ-100Г-35 и СБУ-125А-32. Конструктивные особенности 2СБУ-100Н-32 — диаметр скважины 105 мм; масса станка уменьшена до 0,35 т. Конструктивные особенности СБУ-100ГА-50 — глубина скважины 50 м; усилие подачи на забой 12 кН; длина штанги и ход непрерывной подачи 2,19 м; частично механизированы операции по сборке-разборке бурового става.

Станок СБУ-125А-32 состоит из рабочего органа, включающего в себя мачту, вращатель, цепную систему подачи и кассетирующее устройство для механизированной сборки-разборки бурового става. Вращатель состоит из двухскоростного электродвигателя и планетарного редуктора. Подача инструмента на забой и спуско-подъемные операции осуществляются с помощью цепного податчика с приводом от пневмодвигателя и червячного редуктора. Гусеничный ход с индивидуальным приводом на каждую гусеницу.

Станок СБУ-125А-55 предназначен для бурения взрывных скважин для заоткоски уступов на карьерах. Особенности станка — гидравлический привод вращателя; надвигание мачты станка вдоль ее продольной оси до упора в почву, что облегчает процесс забуривания и бурения наклонных скважин; полная механизация вспомогательных операций. Питание станка сжатым воздухом осуществляется от передвижных компрессорных станций подачей 10 или 25 м^3/мин.

6.3.4. Требования безопасности к шуму, вибрации и запыленности рабочего места оператора бурового станка

Шумовые характеристики станка — это уровни звукового давления в октавных полосах (дБ) и уровень звука (дБА), измеренные на расстоянии 0,5 м от стационарного пульта управления бурением и на высоте 1,5 м над уровнем пола или почвы, которые не должны превышать значений, приведенных в табл. 6.12 (согласно ГОСТ 12.1.003—85).

Вибрационная характеристика станка — это средние квадратические значения виброскорости ($м \cdot с^{1}$) или их логарифмические уровни (дБ) относительно значения виброскорости $5 \cdot 10^{8}$ $м \cdot с^{1}$ в октавных полосах со средними геометрическими частотами 2; 4; 8; 16; 31,5 и 63 Гц, измеренные на полу кабины машиниста и на расстоянии 0,5 м от основания сиденья машиниста. Средние квадратические значения виброскорости или их логарифмические уровни не должны превышать значений, указанных в табл. 6.13.

Таблица 6.12
Уровень шума на рабочих местах

Станок	Уровень звукового давления (дБ) в октавных полосах со средними геометрическими частотами								Уровень звука, дБА
	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000	
СБШ-320	102	95	91	88	85	82	80	78	89
СБШ-250, СБШ-200	99	92	86	83	80	78	76	74	85
СБР, СБУ	99	92	86	83	80	78	76	74	85

Таблица 6.13
Вибрационная характеристика буровых станков

Станок	Средняя геометрическая частота октавных полос, Гц	Виброскорость	
		Среднее квадратическое значение $\times 10^{-2}$, м.с$^{-1}$	Логарифмический уровень среднего квадратического значения, дБ
СБШ	2	1,12	107
СБУ	4	0,50	100
	8	0,20	92
СБР	16	0,20	92
	31,5	0,20	92
	63	0,20	92

Характеристика запыленности — концентрация пыли (мг), содержащейся в 1 м^3 воздуха, измеренная на постоянном рабочем месте и рядом с машиной на расстоянии 2 м от наружного контура. Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должно превышать предельно допустимых концентраций, указанных в табл. 6.14.

Таблица 6.14
Предельно допустимая концентрация вредных веществ в воздухе рабочей зоны

Вещества	Предельно допустимые концентрации (мг/м3)	Класс опасности
Кремнесодержащие пыли:		
диоксидкристаллическая — кварц, кристобалит, тридимит при содержании ее в пыли свыше 70 % (кварцит, динас и др.)	1	3
диоксидаморфная в виде аэрозоля конденсации при содержании ее в пыли свыше 70 % (возгоны электротермического производства кремния и кремнистых ферросплавов, аэросил—175, аэросил—300 и др.)	1	3
диоксидаморфная в смеси с оксидами марганца в виде аэрозоля конденсации с содержанием каждого из них более 10 %	1	3
диоксидкристаллическая при содержании ее в пыли от 10 до 70 % (гранит, шамот, слюда сырец, углеродная пыль и др.)	2	4
диоксидкристаллическая при содержании ее в пыли от 2 до 10 % (горючие кукерситные сланцы, медносульфидные руды, углепородная и угольная пыль, глина и др.)	4	4
Медно-никелевая руда	4	4
Силикаты и силикатосодержащие пыли:		
асбест природный и искусственный, а также смешанные асбестопородные пыли при содержании в них асбеста более 10 %	2	4
апатит	6	4
Доломит, известняк, фосфорит, оксид железа с примесью оксидов марганца	6	4
Медно-никелевая руда	4	4
Магнезит	10	4
Датолитовая руда	2	4

6.4. Буровой инструмент

6.4.1. Инструмент для станков шарошечного бурения

Шарошечные долота. В зависимости от назначения, определяемого составом и физико-механическими свойствами разбуриваемых горных пород, трехшарошечные долота для бурения скважин на карьерах в соответствии с ГОСТ 20692—75 изготавливаются семи типов (табл. 6.15). В зависимости от размеров долота и условий бурения долота выполняются с подшипниками качения (роликовыми и шариковыми) или скольжения (табл. 6.16), или с комбинированными.

Долота выпускаются с центральной, а также периферийными — симметричной и ассиметричной — схемами очистки забоя от буровой мелочи. Долота с центральной схемой очистки укомплектовы-

Таблица 6.15
Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Порода	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твердости	Фрезерованные зубья
Т	Твердые	То же
ТЗ	Твердые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твердые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Таблица 6.16
Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СНГ

Марка долота	Схема опор	Масса долота, кг	Марка долота	Схема опор	Масса долота, кг
III76Т III76ОК	С-Ш-С С-Ш-С	2	III215,9ТПВ2 III215,9ТЗПВ III215,9ТКЗПВ III215,9КПВ1 III215,9ОКПВ	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	32
III98,4К III12КПВ	Ш-Ш-С Ш-Ш-С	4	III244,5ТПВ2 III244,5КПВ III244,5ОКПВ1 III244,5ОКПВ2 III244,5ОКПВ3	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	45
III146ТПВ III146КПВ III146ОКПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	12	III269,9ТПГВ III269,9ТЗПГВ III269,9ОКПВ2	Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-Р	60
III161ТПВ III161КПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	15,5	III320ТПГВ1 III320ТЗПГВ1 III320ОКПВ1	Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС	90

Примечание. Римская цифра III — число шарошек Арабские цифры — диаметр долота, мм Первая буква (буквы) — тип вооружения долота П — с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания ПГ — периферийная схема очистки забоя В — опоры шарошек на подшипниках качения Р-Ш-Р — ролик-шарик-ролик С-Ш-С — опора скольжения—шарик—опора скольжения УПС — упорная пята скольжения

ваются унифицированными соплами (вставками) с внутренней левой резьбой на верхнем конце для установки в ниппельной полости долота дополнительных устройств (обратных клапанов, маслоотделительных втулок и др.), повышающих срок службы долота.

По периодам разработки конструкции шарошечные долота относятся к первому, второму и третьему поколениям.

Вооружение шарошек долот М, С, Т — фрезерованные в теле шарошек зубья: долот МЗ и ТЗ — твердосплавные зубки с клиновидной формой рабочей поверхности, долот ТК, К, ОК — зубки с полусферической рабочей головкой. Боковая поверхность долот М, С и Т для повышения долговечности наплавляется зерновым твердым сплавом релит. Тыльные части шарошек, козырьки и спинки лап также армированы твердосплавными зубками с плоскими торцами.

Рациональные области применения долот указаны в табл. 6.17, а рекомендуемые параметры режимов бурения — в табл. 6.18.

Для улучшения охлаждения и смазки элементов опор к подшипникам подводятся дополнительные каналы.

По расположению и конструкции продувочных каналов долота изготавливаются с центральной и боковой продувкой. Боковая продувка улучшает очистку забоя от шлама и снижает эрозионное изнашивание вершин шарошек при бурении в абразивных породах.

Улучшение показателей работы долот достигается выбором рациональных осевого усилия на долото и частоты вращения (см. табл. 6.18).

Таблица 6.17

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горная порода	Коэффициент крепости пород	Диаметр долот, мм
М, МЗ	Неабразивные горные породы ниже средней и средней крепости	6	190; 214; 243
С	Плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т.п	6	190; 214
Т	Не- и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6—8	145; 190; 214; 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8—10	190; 214; 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8—14	190; 214; 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т.п.	8—14	190; 214
К и ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	12	76; 97; 112; 145; 190; 214; 269; 320

Таблица 6.18
Рекомендуемые параметры режима бурения долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, $с^{-1}$		Расход продувочного агента	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, $м^3/с$	технической воды*, $дм^3/с$
Долота на подшипниках качения*							
146	89—114	60—80	80—100	2,5—2	2—1	0,16—0,2	—
161	127	100—130	130—150	2,5—2	2—1	0,25	—
215,9	180	140—180	160—200	2,5—1,3	2—0,83	0,42	< 0,02*
244,5	203	180—220	180—250	2,5—1,3	2—0,83	0,42—0,53	< 0,03
269,9	219	200—270	250—300	2,5—1,3	2—0,83	0,6—0,7	< 0,05
320	273	< 350	< 500	2,5—1,3	2—0,83	0,83—1,0	< 0,06
Долота на подшипниках скольжения							
76	63,5	< 30	< 40	< 2,5	< 2	0,15	< 0,01
98,4	73	< 40	< 60	< 2,5	< 2	0,15	< 0,02*
112	89	< 50	< 80	2,5—1,7	2,5—1,0	0,15	< 0,02*
146	89—114	< 80	< 120	2,5—1,0	2,5—1,0	0,15	< 0,03
161	127	120—140	130—150	2—1,0	1,7—1,0	0,25	< 0,03
215,2	180	160—200	180—220	2—1,0	1,7—0,83	0,42	< 0,05
244,5	203	200—250	220—270	2—1,0	1,7—0,83	0,42—0,53	< 0,05
269,9	219	220—270	250—320	2—1,0	1,7—0,83	0,6—0,7	< 0,06
320	< 273	< 400	500	2—1,0	1,7—0,83	0,8—1,0	< 0,07

* Продувка воздушно-водяной смесью

Примечания. 1 Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот 2 В высшей степени крепких абразивных или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 $с^{-1}$ 3 По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела

Наддолотные стабилизаторы обеспечивают устойчивую работу долота на забое, улучшают динамические характеристики станка, а также повышают устойчивость стенок скважин.

Необходимый для нормальной работы проход сжатого воздуха через опоры шарошек должен быть обеспечен перепадом давления на долоте в пределах 0,15—0,2 МПа, достигаемым изменением проходного сечения установленных на долоте продувочных сопел как центральных, так и периферийных. Все горнорудные долота имеют унифицированные центральные сопла с верхним резьбовым концом, позволяющим при очистке скважины воздушно-водяной смесью закреплять в них дополнительные втулки с требуемым проходным сечением, а при очистке сжатым воздухом — маслоотделительную втулку, увеличивающую стойкость опор шарошек.

Маслоотделительные втулки изготавливаются заводом-изготовителем совместно с долотами из расчета одна втулка на 10 долот: МО1 для долот диаметрами 215,9 и 243 мм и МО2 для долот диаметрами 244,5 и 250,8 мм.

Шламозащитные клапаны шарошечных долот. При бурении обводненных

скважин применяют обратные клапаны, предотвращающие зашламовывание долот и полостей бурильных штанг.

Центральные обратные клапаны различаются значением перепада давления в зависимости от типа запорного устройства. Наиболее распространены тарельчатый, шаровой, золотниковый и лепестковый типы клапанов.

Минимальный перепад давления перед долотом имеет тарельчатый обратный клапан, максимальный — шаровой, работающий в режиме вибратора.

Обратные клапаны золотникового и тарельчатого типов увеличивают проходку на долото в обводненных породах на 20—30 %.

Центральные клапаны полностью не исключают проникновение шлама в каналы лап через опору (в зазоры между цапфой, корпусом шарошки и телами качения).

Комбинированные клапаны для долот диаметром 214 мм и более лучше предохраняют долото от шлама, так как в процессе бурения 20—30 % продувочного агента поступает в продувочные каналы лап, предотвращая зашламовывание опор шарошек, одновременно охлаждая их и смазывая.

6.4.2. Инструмент станков вращательного бурения резцовыми коронками

Режущие долота в породах с $f < 7$ обеспечивают наиболее высокие технико-экономические показатели бурения.

Режущий инструмент классифицируется:

по форме режущей кромки и расположению резцов по высоте — со сплошной режущей кромкой (бесступенчатая форма забоя); с прерывистой режущей кромкой (ступенчатая форма забоя); с превышением резцов в каждой последующей линии над предыдущими (ступенчатая форма забоя);

по числу режущих лучей (перьев) — двухлучевые (двухперые); трех- и четырехлучевые; с круговым расположением резцов. Двухлучевые долота чаще имеют сплошное армирование режущей кромки и при шнековой очистке обеспечивают наименьший коэффициент перекрытия скважины. В трещиноватых породах целесообразно применение трехлучевых долот. Четырехлучевые долота и долота с круговым расположением резцов имеют большой коэффициент перекрытия скважины и рекомендуются для бурения с продувкой;

по способу армирования твердым сплавом — вставками по торцу или по передней грани; с несъемными резцами; со сменными резцами. Армирование производится пластинами твердого сплава типа ВК или трубчато-зернообразным твердым сплавом типа ТЗ.

Долота для бурения в мягких породах. Специфика бурения в мягких породах определяется большими скоростями подачи инструмента на забой. При этом резцы снимают крупную стружку, достигающую по глубине 10 мм и более. Поэтому возникает необходимость защиты корпуса от изнашивания на значительной высоте и по всей длине режущей кромки.

Долота для бурения по породам ниже средней крепости, как правило, имеют сплошную режущую кромку, армированную твердым сплавом. Основные их недостатки — сравнительно большая длина режущей части, следовательно, незначительное удельное осевое усилие, а также неравномерный износ.

Для уменьшения энергоемкости процесса разрушения породы на забое скважины применяется ступенчатая форма режущей кромки (РК-4М, табл. 6.19), которая увеличивает устойчивость долота и создает разрыв сплошности забоя. Режущие кромки армированы пластинами твердого сплава и должны периодически затачиваться.

Долота для бурения очень крепких пород. Специфика эксплуатации таких долот требует создания высокого удельного давления на забой за счет максимального сокращения линии контакта с забоем и сохранения его ступенчатости, достигаемой применением сменных резцов. Наиболее распространенной серийной конст-

Таблица 6.19
Техническая характеристика режущих долот типов РК и РД

Показатели	РК-4М	8РД160Ш	10РД160Ш	3РД215,9	1РД244,5	3РД244,5
Диаметр скважины, мм	160	165	164	216	245	245
Число резцов	2	4	4	8	8	10
Число линий резания	2	4	3	6	7	6
Скорость бурения (механическая/техническая), м/мин	2,5/1,0	1,5/0,6	1,5/0,6	2,5/1,5	1,2/0,7	1,5/0,9
Способ очистки скважины	**Шнековый**			**Продувка**		
Коэффициент крепости пород	4	6	7	7	7	7
Стойкость корпуса, м	400	2000	2000	3000	2000	2000
Расход резцов, шт/м	—	0,012	0,012	0,03	0,03	0,03
Габариты, мм						
высота	145	158	167	222	275	255
толщина	20	35	35	204	234	236
ширина	160	160	160	216	245	245
Масса, кг	3,2	4	4,5	15	29	20

рукцией долота со сменными резцами является НПИ-6. Коронка имеет корпус, в пазах которого закрепляются сменные резцы, образующие режущие лопасти. За счет сменных резцов диаметр коронки можно подбирать равным 115, 150, 160 или 214 мм. В комплект поставки входят корпус, 60 опережающих, 45 боковых и 90 калибрующих сменных резцов. Коронка применяется на станках СБР-160А-24 и СБР-160Б-32. Недостатки долота — применение специальных разнотипных резцов и пластин твердого сплава; сложность корпуса.

Эти недостатки устранены в новой конструкции серийных долот КР-160-3 и КРВ-160-3 со съемными резцами. Коронки имеют рациональную форму режущей части (параболоидную), обеспечивающую равномерное изнашивание коронки в каждой точке профиля, и однотипные резцы, хотя и специальной формы.

На некоторых конструкциях долот используют съемные типовые резцы различной конструкции, разработанные для проходческой и добычной техники. Это долота 8РД 160Ш и 10РД 160Ш, оснащенные резцами РК-8Б, коронка КБЛ-160Е, оснащенная резцами ШБМ-1-103А.

Такими же резцами оснащаются долота, разработанные для применения на станках шарошечного бурения. Долото 1РД244,5 может применяться в породах с $f \leq 7$. Оно состоит из литого съемного корпуса, оснащенного восемью резцами РК-8Б, и хвостовика, соединенных замковыми пальцами. Долота 3РД215,9 и 3РД244,5 предназначены для бурения в породах повышенной влажности в сочетании со шнекопневматической очисткой скважин или при бурении только с продувкой в многолетнемерзлых породах повышенной влажности и могут использоваться в породах с крепостью $f \leq 7$.

Шнековый буровой став служит для передачи крутящего момента долоту, а также очистки скважины. Он составляется из секций, каждая из которых состоит из трубы с приваренной к ней спиралью из полосовой стали и хвостовиков. Секции (не имеющие продувки) между собой соединяются валиками, продеваемыми

сквозь отверстия хвостовиков. Аналогичным образом верхний шнек става соединяется с переходником шпинделя, а к нижней штанге присоединяется долото. Штанги для шнекопневматической очистки имеют сквозное внутреннее отверстие, резьбовое соединение и различную форму спирали. Для станков шнекового бурения в основном применяют три типа штанг диаметром по спирали от 107 до 155 мм, длиной от 1800 до 8190 мм и массой от 20 до 270 кг. В зависимости от абразивности и крепости породы долговечность штанги до разрушения составляет 3—4 тыс. м. У штанг с продувкой сжатый воздух подается не только к забою скважины, но и через радиальное отверстие в трубе штанги к межвитковому пространству шнека, что позволяет смещать буровую мелочь к периферии скважины — к зоне более интенсивного движения воздушного потока.

Долота и штанги выпускает Карпинский машзавод и ряд опытных производств при НИИ.

6.4.3. Комбинированный буровой инструмент

Комбинированный буровой инструмент сочетает не менее двух породоразрушающих органов. Комбинированное воздействие на породу различных типов рабочих органов позволяет увеличить эффект разрушения породы и повысить стойкость инструмента.

Термоударный и термошарошечный буровые инструменты представляют собой сочетание огневой горелки и пневмоударника или шарошечного долота.

Ударно-шарошечный буровой инструмент сочетает в себе пневмоударник и шарошечное долото. Испытания долот типов УШ и КПШ показали возможность увеличения производительности при бурении по очень крепким железистым кварцитам в 2,5 раза и снижения стоимости бурения на 26—42 %.

Режуще-ударный буровой инструмент сочетает пневмоударник с насадками в виде кольцевых режущих коронок.

Режуще-шарошечный буровой инструмент применяют при бурении в породах сложного строения с наличием в толще мягких, вязких глиносодержащих пород и крепких прослойков. В мягких породах забой следует обрабатывать режущим инструментом, как наиболее производительным, а в крепких — шарошечным.

6.4.4. Инструмент ударно-вращательного бурения

Корпус долот для ударно-вращательного бурения состоит из головки и хвостовика, выполняемых сплошными. Соединение хвостовиков долот с пневмоударником — шпоночное (коронки БК105, БК155) либо шариковое с байонетным затвором (К105, К105Ш, К125, К125Ш). Последнее соединение обеспечивает быструю замену долота и более высокую скорость бурения.

Долота классифицируют:

по форме головок — на лезвийные и штыревые (со сплошной забойной поверхностью). Головка долота оснащается твердосплавными вставками различных форм и размеров (ГОСТ 880—75). Материал вставок — ВК15, реже ВК11В и ВК8В. Угол их заточки 110°;

по способу удаления буровой мелочи из забоя скважины — с центральной, внецентренной и внешней продувкой.

Стойкость многолезвийных долот значительно выше, чем однолезвийных (табл. 6.20).

Долота К-105К, К-125К (табл. 6.21) с четырьмя лезвиями в центральной части имеют выемку, в которой при бурении образуется керн, разрушаемый цилиндрической твердосплавной вставкой со сферической рабочей поверхностью, расположенной на дне выемки. Энергоемкость разрушения такими долотами по сравнению с однолезвийными ниже, а скорость бурения выше.

Штыревые долота армируют цилиндрическими вставками твердого сплава со сферической рабочей поверхностью. На забойной части и боковой поверхности головки долота имеются каналы для удаления буровой мелочи.

Таблица 6.20
Ориентировочная стойкость (м) долот

Долото	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова						
	4—6	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18
БК105	460	140	100	60	30	23	12
К105К	1000	420	200	130	60	40	24
БК125	400	140	60	140	30	20	12
К125	1000	420	200	120	30	40	36
БК155	400	200	126	93	60	36	25

Таблица 6.21
Долота

Показатели	К-105К	К-125К	БК-155
Диаметр, мм	105	125	155
Диаметр хвостовика, мм	52	62	69,5
Длина хвостовика, мм	100	105	140
Материал:			
пластин	Твердый сплав ВК-15		
корпуса	Сталь 45ХН		30ХГСА
Масса кг	3,5	5,9	9,2

Буровые штанги (табл. 6.22) служат для передачи крутящего момента от вращателя к долоту и одновременно для подачи сжатого воздуха к пневмоударнику и забою скважины.

Погружные пневмоударники (табл. 6.23) с бесклапанной системой воздухораспределения имеют поршень-ударник, который при рабочем движении в цилиндре, перемещаясь, саморегулирует подачу сжатого воздуха и обеспечивает продувку коронки при любом положении поршня в цилиндре через каналы поршня и буксы. Коронка вставляется в буксу и фиксируется с некоторой свободой хода от выпадания шариками. Пневмоударники могут работать как на сжатом воздухе, так и на воздушно-водяной смеси.

Таблица 6.22
Буровые штанги

Показатели	СБУ-100Г-35; СБУ-100П-35; СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32	СБУ-125-32
Диаметр, мм	83	89	89
Длина, мм	950	4000	4250
Число штанг в комплекте	30—40	8	14
Масса, кг	10,8	53	90

Таблица 6.23
Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, $м^3 с^{-1} кВт^{-1}$	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

6.5. Буровые станки зарубежного производства

6.5.1. Техническая характеристика

Зарубежные фирмы на базовых моделях буровых станков предусматривают, как правило, широкий диапазон изменения диаметра и глубины бурения, установленной мощности электрического или дизельного привода и подачи компрессоров.

Наиболее известные производители карьерных буровых станков фирмы: "Ингерсолл-Рэнд", "Бюсайрус-Ири", "Гарднер-Денвер", "Марион", "Дрилтех" и ряд других в США, а также "Хаусхерр" (Германия), "Атлас-Копко" (Швеция) и "Тамрок" (Финляндия).

Основные параметры ряда наиболее популярных зарубежных моделей гусеничных буровых станков вращательного действия среднего (30—50 т) и тяжелого (50—120 т) типов приведены в табл. 6.24.

В качестве гусеничных ходовых двигателей практически все фирмы применяют индивидуальный гидравлический привод с планетарной бортовой передачей, обеспечивающий исключительную компактность исполнения и высокую маневренность станка.

В качестве привода вращателя на тяжелых станках используют преимущественно электродвигатели, однако на станках меньших классов подавляющее число моделей полностью гидрофицированы.

Большинство моделей станков выпускают с верхним расположением вращателя, что позволяет более полно использовать длину мачты для увеличения хода подачи бурового става и создания дополнительного усилия на забой.

Существенно реже используют приводы вращателя с роторным столом, передающим момент профильной буровой штанге. Такая система привода применяется на станках, предназначенных для бурения уступа одной штангой без наращивания (например, станки DM-25SP; DM-35SP фирмы "Ингерсолл-Рэнд", США).

Непрерывная подача бурового долота на забой осуществляется преимущественно реечным или цепно-реечным напорным механизмом с гидравлическим приводом. В некоторых станках осевое усилие на долото создается гидравлическими цилиндрами при помощи цепной полиспастной системы или роликовой цепи с гидравлическим приводом. Такие механизмы обеспечивают непрерывную подачу штанги на полную ее длину (до 20 м). Пылеулавливание — предпочтительно сухое. Мокрое подавление пыли снижает на 20-25 % долговечность долота.

На крупных зарубежных карьерах основной объем буровых работ выполняется шарошечными станками, однако широко

Таблица 6.24

Техническая характеристика гусеничных станков вращательного бурения (шарошечных) зарубежных фирм

Фирма (страна), модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги (м) (число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращателя, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин$^{-1}$
"Ингерсолл-Рэнд" (США)						
DM-25 SP*)	89—171	13,4, 19,8(1)	113	27,4	—	60—135
DM-30	130—171	9,1(5)	136	61	108	0—200
DM-35-SP	≤200	19,8(1)	159	30,5	—	40—100
DM-45*)	≤225	7,62(5)	204	48	65	0—200
DM-L*)	≤270	9,1(6)	272	62,5	117	0—120
DM-M2	≤270	10,7(5)	230	25,6	120	0—150
DM-M3	256—311	12,5(5)	408	44	150	0—200
DM-H	229—311	15,2(2), 19,8(1)	498	22,8	230	0—150
"Бюсайрус-Ири" (США)						
35-R*)	≤229	7,6, 9,1(3)	191	60	59	0—130
47-R	≤311	16,7, 18,3(2)	410	38	2×37	0—123
49-RH-120	251—381	15,2(4), 18,3(1)	544	26	153	0—120
59-R-140	273—444	15,2(4), 18,3(1)	635	30,5	153	0—120
60-R	≤381	15,2, 19,8(1)	567	33	91	0—116
61-R IV	≤455	15,2, 19,8(1)	590	30	2×78	0—116
65-R	≤381	15,2, 19,8(1)	703	41	151	0—145
67-R	≤455	15,2, 19,8(1)	725	41	226	0—145
"Марион" (США)						
M3-B	229—311	15,2, 18,3	450	56	113	0—138
M4-CC	≤311	16,7(3)	470	22	64,6	0—110
M5	≤381	16,7(4)	450	39,8	2×65,6	0—110
"Гарднер-Денвер" (США)						
GDCL*)	171-251	9,7(5), 11,1	227	45,7	110	0—225
GDCM	229—311	12,2, 13,7	339	36,6	157	0—150
GD-70	≤311	16,8(1), 9,9(6)	408	21,8	130	0—120
"Гарднер-Денвер" — "Харнишфегер" (США)						
GD-100	≤445	16,6(4), 19,8	567	32	78	0—121
GD-120	≤559	15,2(6), 19,8	680	39,6	97	0—120

Максимальный крутящий момент, кН м	Установленная мощность, кВт	Подача компрессора ($м^3$/мин)/давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т	Фирма (страна), модель
						"Ингерсолл-Рэнд" (США)
4,43	207	17/1,76	4	Д	23,7	DM-25 SP*)
7,3	450	23,6/2,4	3,9	Д	28,2	DM-30
11,6	350	17/0,8	3,2	Д	29,5	DM-35-SP
9,7	373	25/2,4	3,4	Э	31,8	DM-45*)
10,2	447	39,6/1	3,0	ЭД	43	DM-L*)
10,8	450	39,6/0,8	1,6	Э, Д	52,2	DM-M2
14,4	709	73,6/0,7	1,6	Э, Д	97,5	DM-M3
17,6	600	73,6/0,7	1,6	Э	112	DM-H
						"Бюсайрус-Ири" (США)
9	298	24/1,46	3,2	Э, Д	32,7	35-R*)
—	350	61/0,45	3,2	Э	113	47-R
16,8	600	61/0,45	1,1	Э, Д	141	49-RH-120
20,7	750	97,6/0,45	0,9	Э	183,6	59-R-140
15,6	440	56/0,45	1,7	Э	149	60-R
34,2	840	60/0,28	1,7	Э	152	61-R IV
—	600	56/0,45	1,7	Э	163	65-R
—	770	182/0,45	1,7	Э	170	67-R
						"Марион" (США)
24,5	400	43/0,45	1,12	Э	120	M3-B
12	410	37/0,28	1,6	Э	120	M4-CC
20	558	36,5/0,28	1,6	Э	126	M5
						"Гарднер-Денвер" (США)
9,6	283	18/2; 30/0,7	3	Д	38	GDCL*)
12,4	560	27/0,7	2,4	Д	64,8	GDCM
13,1	420	67/0,7	1,2	Э	90,7	GD-70
						"Гарднер-Денвер" — "Харнишфегер" (США)
17	566	67/0,7	1,2	Э	114	GD-100
18	680	71/0,4	1,2	Э	136	GD-120

Продолжение табл. 6.24

Фирма (страна), модель	Диаметр долота, мм	Длина штанги (м) (число штанг)	Усилие подачи, кН	Скорость подачи, м/мин	Мощность вращателя, кВт	Максимальная частота вращения долота, мин$^{-1}$
"Дрилтех" (США) — "Тамрок" (Финляндия)						
D-25KS*)	127—171	9,1(3)	126	47	—	0—96
D-40KS*)	152—229	7,6(7)	181	40	—	0—106
D-400SP	152—254	14—18	181	37	—	0—154
D-45KS	152—229	7,6(7)	204	50	—	0—130
D-50KS	152—229	9,1(7)	227	50	—	0—130
D-60KS	229—279	10,7(5)	272	38	134	0—97
D-75KS	229—279	10,7(3)	340	38	134	0—97
D-90KS	229—311	12,2—19,8	408	38	—	0—145
"Роббинс" (США)						
RR 11E	200—273	9,1(5)	363	30	73,4	32—250
RR 15E	270—381	12,2(4)	545	30	220	0—120
"Хаусхерр" (Германия)						
HBM 250/300	200—251	8(4)	300	30	—	0—84
HBM 420	251—381	12(2)	420	19	—	85—100
HBM 550	381—444	15(2)	550	19	—	65—85

*) На станке используется и погружной пневмоударник

используют сверхлегкие и легкие станки ударного действия как с верхним расположением гидравлических или пневматических перфораторов, так и с погружными пневмоударниками.

Гидравлические вращательно-ударные установки имеют дискретное регулирование энергии удара при бурении в крепких и мягких породах и работают при давлениях в гидросистеме от 1,8 до 22 МПа.

Пневматические буровые установки ударно-вращательного действия оснащают компрессорами высокого давления до 1,8 МПа. Увеличение давления сжатого воздуха с 0,6 до 1,05 МПа приводит к росту сменной производительности бурения на 70 % при одновременном снижении удельных затрат. В настоящее время рациональным считается давление сжатого воздуха 1,4—1,7 МПа, однако применяется и более высокое давление (до 2,5 МПа).

Станки пневмоударного бурения на карьерах используют в основном для проходки скважин диаметром от 89 до 165 мм, реже до 216 мм. Станки этого типа по сравнению с шарошечными более легкие и недорогие, так как не требуют больших усилий подачи и крутящего момента на долото.

Максимальный крутящий момент, кН м	Установленная мощность, кВт	Подача компрессора (м³/мин)/давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Тип главного привода	Масса станка, т	Фирма (страна), модель
						"Дрилтех" (США) — "Тамрок" (Финляндия)
5,5	293	19,8/0,6	4,3	Д	28,1	D-25KS*)
6,8	320	22/0,7	2,9	Д	40	D-40KS*)
8,2	470	25,5/0,7	2,0	Д	51	D-400SP
9,9	337	22/0,7	3,5	Д	41	D-45KS
9,9	320	25,5/0,7	3,5	Д	44	D-50KS
14,1	410	37/0,7	2,4	Д	58	D-60KS
14,1	470	37/0,7	2,4	Д	60	D-75KS
16,9	600	25/0,7	1,26	Э,Д	100	D-90KS
						"Роббинс" (США)
10	500	33/0,8	1,8	Э	66	RR 11E
33	604	66,5/0,8	1,8	Э	128	RR 15E
						"Хаусхерр" (Германия)
10	360	28/0,7	1,8	Э, Д	56	HBM 250/300
15	414	51/0,5	1,5	Э	75	HBM 420
20	465	56/0,5	1,5	Э	86	HBM 550

6.5.2. Конструктивные особенности буровых станков

Станки фирмы "Ингерсолл-Рэнд" полностью гидрофицированны и снабжены одним мощным первичным двигателем (высоковольтным электрическим или дизельным), обеспечивающим привод компрессора и насосной станции. Последняя подает гидроэнергию ко всем потребителям станка, многие из которых работают в раздельном режиме. Такая схема позволяет существенно снизить установленную мощность электро- и гидромашин и более рационально распределять энергию между внутренними потребителями станка. Вращатели станков приводятся от регулируемых аксиально-поршневых моторов. Системы подачи — цепные от гидромоторов или гидроцилиндры с цепными или канатными полиспастами.

Наиболее прогрессивные технические решения реализованы в модели станка DM-M2, имеющего оригинальную систему подачи — гидроцилиндры и канатный полиспаст, нагружающую мачту преимущественно растяжением, вследствие чего она имеет низкую металлоемкость (0,7 т/м). Фирма выпускает также семейство сверхлегких гусеничных станков для

Таблица 6.25

Техническая характеристика дизельных гусеничных буровых установок с гидроперфораторами фирмы "Тамрок" (Финляндия)

Модель	Диаметр, мм		Гидроперфоратор			
	долота	штанги	Рабочее давление, МПа	Частота ударов, $с^{-1}$	Ударная мощность, кВт	Момент, Н м
DHA-550C	51—89	32—45	7,5—17	62	15,5	630
DHA-600C	64—102	38—51	11—16	54	16	670
CHA-600C	64—102	38—51	11—16	54	16	670
CHA-1100	89—152	76—102	9,0—13	34	22	1340
CHA-1100+20	89—152	76—102	9,0—13	35	22	1340
ТЕРМИТ-600*	89—250	178	—	—	—	4400
"	89—152	—	9,0—13	54	16,5	2200

* Вращательное бурение шарошечным или режущим долотом

бурения скважин малого диаметра наружными пневматическими и гидравлическими перфораторами.

Станки фирмы "Бюсайрус-Ири" отличаются большими мощностью электродвигателей и массой. На станках используют системы привода вращателя и подачи долота на постоянном токе, установленные на подвижной каретке, перемещающейся вдоль мачты с помощью бесцепного зубчато-реечного механизма (модели 49-R, 65-R и 67-R). Значительная конструктивная длина каретки (5-6 м у крупных станков) и большая ее масса ухудшают параметры мачты и приводят к увеличению массы машины, достигающей 170 т у модели 67-R.

На разрезах Ю. Якутии и Кузбасса эксплуатируют станки моделей 60/61-R, имеющие реечно-цепную подачу.

Станки фирмы "Марион" имеют электрический верхний вращатель, цепную подачу, приводимую от радиально-поршневых гидромоторов. Три станка М4-СС успешно работали в течение ряда лет в Ю. Якутии на разрезе Нерюнгринский.

Станки фирмы "Гарднер-Денвер" типов GD-100 и GD-120 по конструкции во многом сходны с моделями 60/61-R фирмы "BE", но отличаются весьма громоздкой системой цепных передач приводов подачи и хода от общего электродвигателя. Фирма продала права производства этих моделей экскаваторостроительной фирме "Харнишфегер" (США), а сама перешла на производство гидрофицированных легких буровых станков, предназначенных для бурения скважин двумя типами бурового инструмента: шарошечным и ударным с погружными пневмоударниками.

Станки фирмы "Дрилтех" (США) представляют собой семейство гидрофицированных дизельных станков вращательного бурения шарошечными долотами.

На ряде моделей также используют бурение погружными пневмоударниками.

Станки фирмы "Хаусхерр" (Германия) представляют собой полностью гидрофицированные машины с дизельным (реже электрическим) приводом, использующие все виды бурового инструмента вращательного и ударного действия. Ряд моделей среднего класса имеют поворотную платформу, позволяющую с одной позиции на уступе бурить до четырех скважин. Кроме упомянутых в табл. 6.24 моделей у фирмы "Хаусхерр" имеются станки типов HBM-120-SP и HBM-160-SP с удлиненной мачтой для бурения уступов без наращивания става.

Станки фирмы "Тамрок" (Финляндия) представлены семейством сверхлег-

Ход подачи, м	Длина (м) штанги/число штанг	Мощность дизели, кВт	Подача ($м^3$/мин) компрессора/давление (МПа)	Скорость хода, км/ч	Масса, т	Модель
4,27	3,66/8	106	5,5/1	1,3; 3,5	10,2	DHA-550C
5,0	3,66/9	125	7/1	1,7; 3,3	10,9	DHA-600C
5,0	3,66/9	145	7/1	1,7; 3,3	11,1	CHA-600C
4,33	3,66/7	224	10,5/1	1,8; 3,5	15,5	CHA-1100
6,79	6,1/5	224	10,5/1	1,8; 3,5	16	CHA-1100+20
7,98	—	125	5,3/0,7	3,3	13	ТЕРМИТ-600*
4,8	—	125	5,3/0,7	3,3	13	"

ких установок вращательно-ударного бурения скважин диаметром 51—152 мм гидроперфораторами (табл. 6.25). Станки снабжены выдвижными стрелами и поворотными в вертикальной и горизонтальной плоскостях мачтами.

Станки фирмы "Атлас-Копко" представлены семейством сверхлегких станков на гусеничном ходу с дизельным приводом для бурения крепких пород (табл. 6.26), оснащаемых как гидравлическими (табл. 6.27), так и пневматическими (табл. 6.28) перфораторами вращательно-ударного действия, а также семейством малогабаритных гусеничных станков (табл. 6.29) для бурения скважин ударно-вращательным способом с помощью погружных пневмоударников (табл. 6.30).

Таблица 6.26

Техническая характеристика дизельных гусеничных установок для бурения скважин гидро- или пневмоперфораторами фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	ROC-512HC-00	ROC-512HC-01	ROC-612HC-00	ROC-612HC-01	ROC-722HC-12	ROC-812HC-3
Мощность дизеля, кВт	69	69	69	69	104	125
Скорость хода, км/ч	2/3,8	2/3,8	1,5/3	1,5/3	1,5/3,7	1,5/3,7
Подача компрессора, $м^3$/мин	3,6	3,6	3	3	5	7,2
Давление воздуха, МПа	0,7	0,7	0,7	0,7	0,8	1,05
Ход подачи, мм	4400	4070	4190	4400	4800	4800
Скорость подачи, м/мин	33,6	33,6	33,6	33,6	33,6	36
Усилие подачи, кН	13	8	13	13	13	20
Длина, мм	3575	3575	4025	4025	4780	4930
Длина в транспортном положении, мм	7000	8200	7520	9000	7400	7300
Ширина, мм	2430	2430	2430	2430	2440	2850
Высота, мм	2785	2980	2850	2850	2630	3300
Масса, т	6,1	5,86	7,9	8,15	11,7	12,9

Таблица 6.27
Техническая характеристика гидравлических перфораторов фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	COP1032HB	COP1238P	COP1238ME	COP1550
Ударная мощность, кВт	8	11	11	18
Частота ударов, с $^{-1}$	40—60	50—80	40—60	35—48
Частота вращения долота, мин $^{-1}$	0—210	0—210	0—210	0—210
Момент, Н м	200	500	500	400
Диаметр долота, мм	35—64	48—76	48—76	76—122
Рабочее давление, МПа	21	12—24	25	23
Габариты, мм	1002×240×225	1002×240×225	1002×240×225	1100×240×225
Масса перфоратора, кг	112	150	151	160

Таблица 6.28
Техническая характеристика пневматических перфораторов фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	COP-900	BBC-100Г	BBC-120Г	BBE 57-01
Диаметр поршня, мм	115	100	120	120
Ход поршня, мм	38—66	60	65	66
Частота ударов, с $^{-1}$	51—41	36	35	33
Частота вращения долота, мин $^{-1}$	0—300	0—210	0—180	0—(60—150)
Момент, Н м	160—240	—	—	780
Расход воздуха, м^3/мин	10,4	7,56	9,6	13,68
Масса перфоратора, кг	130	65	69	170

Таблица 6.29
Техническая характеристика гусеничных станков для бурения погружными пневмоударниками фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	ROC-403A	ROC-430H	ROC-936HC
Мощность дизеля, кВт	35	35	316
Скорость хода, км/ч	2,5	1,5—2,5	1,5
Ход подачи, мм	3900	3660	6700
Усилие подачи, кН	12,3	15	30
Скорость подачи, м/мин	25,8	30	30
Частота вращения долота, мин $^{-1}$	0—100, 0—70	0—80	0—80
Момент, Н м	900, 1550	2400	5900
Подача компрессора, м^3/мин	12—20	10—15	23,1
Давление компрессора, МПа	0,7, 1,1, 2	0,7, 1,2, 2	2
Длина мачты в горизонтальном положении, мм	6200	6000	9720
Ширина, мм	2300	3215	2950
Высота, мм	1300	3400	3650
Масса, т	4,6	5,55	19,5

Таблица 6.30
Техническая характеристика погружных пневмоударников фирмы "Атлас-Копко" (Швеция)

Показатели	COP 32	COP 42	COP 52	COP 62
Диаметр долота, мм	85 90 100	105 110 115	130 140 —	150 155 165
Длина без долота, мм	925	960	1150	1280
Наружный диаметр, мм	77	96	118	138
Диаметр поршня, мм	60	76	92	112
Ход поршня, мм	100	100	100	105
Рабочее давление, МПа	0,6—1,2	0,6—2,5	0,6—2,5	0,6—2,5
Частота ударов, мин$^{-1}$, при давлении, МПА 0,6 1,05 1,8	 1300 1650 —	 1300 1650 2100	 1080 1300 1700	 1000 1290 1600
Расход воздуха, м^3/мин, при давлении, МПа 0,6 1,05 1,8	 2,4 4,62 —	 3,72 6,9 12	 3,9 7,8 13,2	 6 12 21
Масса без долота, кг	23	35	66	93

6.5.3. Буровой инструмент

Долота для вращательного бурения выпускают двух основных типов — режущего и шарошечного.

Режущие долота имеют две основные разновидности со съемными и несъемными режущими элементами, армируемыми пластинами или зубками из твердого сплава или, в долотах специального назначения, искусственными монокристаллами и натуральными алмазами.

Сменные элементы долот режущего типа изготовляются фирмами "Сэндвик" (Швеция), "Дженерал Электрик", "Секьюрити" (США) и др. Основные типоразмеры долот режущего типа изготовляются в диапазоне 149,2—444,5 мм.

Шарошечные долота. Основная тенденция — сокращение типажа долот вследствие широкого применения для вооружения шарошек твердосплавных зубков с новыми формами породоразрушающей поверхности, изготовленных из карбида вольфрама. Такие зубки в широком ассортименте выпускают корпорации "Дженерал электрик" (США), "Сэндвик Рок Тулз" (Швеция) и др.

Для бурения мягких, средней крепости и крепких малоабразивных и абразивных горных пород выпускают долота и их модификации с четырьмя формами зубков, отличающихся породоразрушающей поверхностью: с острой кромкой, запрессованных с большим вылетом, с полусферической головкой с различным радиусом сферы.

Наиболее крупные фирмы-изготовители шарошечных долот: "Секьюрити", "Бэйкер-Хьюс" (США), "Сэндвик Рок Тулз" (Швеция). Фирма "Секьюрити" производит долота с фрезерованным зубчатым вооружением 6 типов, 32 типоразмеров диаметром от 120,6 до 711,2 мм и с твердосплавным 12 типов, 22 типоразмеров от 114,3 до 660,4 мм, а фирма "Бэйкер-Хьюс" долота диаметром от 73 до 444,5 мм соответственно с фрезерованным вооружением 3 типов, 24 типоразмеров и твердосплавным 4 типов, 21 типоразмера. Фирма "Сэндвик" производит долота только с твердосплавным вооружением четырех типов, пяти наиболее популярных в горной промышленности типоразмеров: 229, 251, 270, 311 и 381 мм.

Большинство типов зарубежных долот выпускается по схеме: ролик-шарик-опо-

ра скольжения-упорная пята скольжения (Р-Ш-С-УПС).

Для повышения стойкости опоры фирмы "Бэйкер-Хьюз" и "Секьюрити" предложили дополнительный упорный подшипник скольжения, т.е. опора выполняется по схеме ролик-шарик-дополнительный упорный подшипник скольжения-радиальный подшипник скольжения (Р-Ш-С-С-УПС), что позволило разгрузить замковый шариковый подшипник опоры и повысить долговечность работы долота. Для лучшего охлаждения новой конструкции опоры увеличены проходные сечения воздухоподводящих каналов в цапфах лап и их число, которые подведены непосредственно в большой роликовый подшипник и к подшипникам скольжения.

В долотах малых размеров опора выполнена по схеме: опора скольжения-шарик-опора скольжения (С-Ш-С), а в сверхбольших (>200 мм) размерах — ролик-шарик-ролик (Р-Ш-Р).

Для бурения мягких и средней крепости горных пород с сопротивлением на раздавливание соответственно 180 МПа и от 103 до 340 МПа шарошки долот армируются зубками двух типов с коническо-клиновидной закругленной вершиной, обеспечивающей максимально возможный вылет зубка над телом шарошки и максимальный шаг между зубками. Такая геометрическая форма шарошек обеспечивает наибольшую скорость бурения и повышает проходку на долото.

Для бурения в средней крепости абразивных горных породах с прочностью на раздавливание 280÷580 МПа шарошки долот армируют зубками конусоклиновидной формы с большим углом конуса при вершине (<90°) и увеличенным радиусом скругления головки зубка.

Для бурения в крепких и очень крепких абразивных породах с сопротивлением на раздавливание 400—690 МПа шарошки долот армируют 2-3-миллиметровыми зубками в зависимости от формы их головок, представленных либо сопряжением двух конусов с углами при вершинах 44° у нижнего конуса и 120° у верхнего со скругленной вершиной, либо с полусферической поверхностью, либо с поверхностью, образованной параболоидом вращения.

Упомянутые фирмы изготавливают шарошечные долота для бурения взрывных скважин только с периферийной схемой очистки забоя.

Предельные режимные параметры эксплуатации долот — удельная нагрузка (кН) на 1 мм диаметра долота и соответствующая ей допустимая частота вращения долота ($мин^{-1}$) обычно рекомендуются фирмой-изготовителем и разнятся весьма незначительно для однотипных долот у конкурирующих производителей.

В табл. 6.31 приведены рекомендации фирмы "Бэйкер-Хьюс" для трехшарошечных долот.

Долота для ударно-вращательного бурения подразделяют на два основных

Таблица 6.31

Рекомендуемые режимные параметры для трехшарошечных долот фирмы "Бейкер-Хьюс" (США)

Вид вооружения и тип долота		Тип буримой породной формации	Допустимые на долоте	
			нагрузка, кН/мм	частота вращения, $мин^{-1}$
Фрезерованный зубок	S	Мягкая, слабоабразивная	0,18—0,54	120—70
	M	Средней крепости и абразнвности	0,22—0,9	100—60
	H	Твердая, среднеабразивная	0,72—1,26	80—40
Твердосплавный зубок	ВН 50	Довольно мягкая, слабоабразивная	0,18—0,72	150—50
	ВН 60	Средней крепости и абразивности	0,36—0,9	120—50
	ВН 70	Абразивная, средней крепости и крепкая	0,54—1,08	90—50
	ВН 80	Очень крепкая и абразивная	0,90—1,44	80—50

типа: лезвийные и штыревые. Последние, с карбид-вольфрамовыми штырями, используют преимущественно с погружными пневмоударниками (ППУ).

Среди фирм-изготовителей такого инструмента наиболее известны: "Ингерсолл-Рэнд" (США), "Сэндвик" и "Секорок" (Швеция).

Фирма "Ингерсолл-Рэнд" изготавливает штыревые долота для ППУ 23 типоразмеров диаметрами бурения от 90 до 444,5 мм для взрывных скважин и 4 типоразмера долот "Супердрилл" диаметрами от 508 до 1016 мм для бурения скважин общего назначения.

Фирма выпустила комбинированный инструмент для бурения как вертикальных, так и горизонтальных скважин диаметром 1524 мм, компонуемый в оправке из четырех-шести периферийных и одного центрального ППУ и серийных штыревых долот размерного ряда.

Фирмы "Сэндвик" и "Секорок" выпускают унифицированные штыревые долота для погружных пневмоударников, используемых на буровых станках фирм "Атлас-Копко", "Тамрок", "Ингерсолл-Рэнд" и других с диаметрами бурения от 85 до 305 мм с плоской, выпуклой и вогнутой формами рабочей поверхности торца.

Список литературы

1. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия. Под редакцией М. И. Щадова, Р. Ю. Подэрни. — М.: Недра, 1989.

2. Б. А. Симкин, Б. Н. Кутузов, В. А. Буткин. Справочник по бурению на карьерах. — М.: Недра, 1990.

3. Р. Ю. Подэрни. Горные машины и комплексы для открытых работ. Учебник для вузов. — М.: Недра, 1985.

7
ВЗРЫВАНИЕ

7.1. Основные положения

В последние годы на базе теоретических и экспериментальных исследований сформировались новые прогрессивные направления в области:

применения бестротиловых взрывчатых веществ, приготавливаемых непосредственно на горных предприятиях как гранулированных (игданиты и гранулиты УП), так и водоустойчивых эмульсионных ВВ (акватолы, порэмиты, сибириты и др.);

повышения КПД взрыва за счет перераспределения его энергии во времени и пространстве и управление степенью дробления горных пород;

комплексной механизации взрывных работ;

безопасности взрывных работ.

Практика показала, что одним из основных путей увеличения производительности экскавационного и транспортного оборудования и интенсификации вскрышных работ на открытых разработках является повышение качества взрывной подготовки горных пород. Эта проблема сохраняет актуальность в условиях осуществляемого технического перевооружения разрезов и карьеров, особенно с переходом на новые технологические схемы вскрышных работ (циклично-поточную и поточную).

Параметры буровзрывных работ и рациональная степень дробления пород должны устанавливаться на основе минимизации затрат на вскрышные и добычные работы с учетом технологических свойств пород и их влияния на показатели процессов бурения, взрывания, выемки и перемещения, переработки и обогащения. Взрывные работы должны быть безопасными, экономичными и, что особенно важно, экологичными, с минимальным выбросом пыли и ядовитых газов в атмосферу.

В связи с ростом числа и масштабов массовых взрывов на открытых горных работах получили распространение рациональные схемы многорядного короткозамедленного взрывания, новые формы организации работ по заряжанию и взрыванию зарядов.

При этом как в условиях действующих предприятий, так и особенно при проектировании карьеров и разрезов важно правильно оценивать прочностные и структурные свойства горных пород. В табл. 7.1. представлены классификации горных пород по взрываемости, а в табл. 7.2. — расчетный удельный расход ВВ типа аммонит 6ЖВ (граммонит 79/21) для зарядов рыхления и выброса.

Классификация зарядов по результатам их действия следующая.

1. Заряд нормального действия

$$n = r/w = 1{,}0;$$

2. Заряд усиленного действия

$$n = r/w > 1{,}0;$$

3. Заряд уменьшенного действия

$$n = r/w < 1{,}0,$$

где n — показатель действия взрыва; r — радиус воронки взрыва; w — линия наименьшего сопротивления (ЛНС.).

7.2. Элементы теории взрыва и создания промышленных взрывчатых веществ

7.2.1. Классификация взрывов

По своей природе взрывы делятся на:

физические, при которых происходят только физические преобразования без из-

Таблица 7.1.
Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категории (классы по взрываемости)	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3	Расстояние между естественными трещинами всех систем в массиве, м	Содержание в массиве отдельностей (%) размером	
			>500 мм	>1500 мм
I	0,12—0,18	≤ 0,10	0—2	0
II	0,18—0,27	0,05—0,25	2—16	0
III	0,27—0,38	0,20—0,5	10—52	0—1
IV	0,38—0,52	0,45—0,75	45—80	0—24
V	0,52—0,68	0,70—1,0	75—98	2—15
VI	0,68—0,88	0,95—1,25	96—100	10—30
VII	0,88—1,1	1,20—1,5	100	25—17
VIII	1,10—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

менения химического состава веществ (беспламенное взрывание с помощью жидкой углекислоты и сжатого воздуха, взрывы паровых котлов, баллонов со сжиженным газом, электрические разряды и т.д.).

химические, при которых происходят чрезвычайно быстрые окислительные химические реакции с образованием новых соединений, выделением теплоты 3400—6000 кДж/кг и газов (взрывы ВВ, метана, угольной или другой органической пыли, паров горючих жидкостей).

ядерные, при которых происходят цепные реакции деления ядер с образованием новых элементов.

При взрывных работах в промышленности применяются в основном химические взрывы ВВ.

7.2.2. Характеристика взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ

Взрывчатыми веществами (ВВ) называют индивидуальные химические соединения или смеси веществ, которые обладают свойством быстрой химической реакции под воздействием инициирующего импульса, сопровождающейся образованием газообразных продуктов и крайне быстрым выделением теплоты от 2 до 7 МДж.

Элементный состав большинства ВВ и взрывчатых смесей представлен в основном углеродом, водородом, азотом и кислородом. Поэтому продукты взрыва таких взрывчатых веществ и смесей могут состоять из следующих газов: CO_2; CO; H_2O; H_2; N_2; NO; NO_2; O_2.

Существуют три наиболее характерные формы превращения ВВ: термическое разложение, горение, детонация.

Термическое разложение происходит при нагреве ВВ ниже температуры вспышки.

Горение возникает при сильных местных нагревах ВВ выше температуры его вспышки (поджигании, разогреве трением и т.п.) и характеризуется медленным (от миллиметров до сантиметров в секунду) распространением по веществу зоны реакции (пламени) в результате прогрева впереди лежащих слоев ВВ.

Детонация — процесс взрывчатого превращения, вызываемый прохождением по взрывчатому веществу ударной волны, распространяющейся с постоянной для данного ВВ и данного физического его состояния сверхзвуковой скоростью.

К взрывчатым химическим соединениям, используемым в качестве ВВ, относят-

Предел прочности пород на сжатие, Па 10^5	Плотность пород, г/см^3	Примерные категории (группы) пород			Категории (классы по взрываемости)
		по М. М. Протодьяконову	по Единой шкале буримости	По СНиПу	
100—300	1,40—2,00	VII-VI	V-VIII	III-V	I
200—450	1,75—2,35	VI-V	VII-X	V-VI	II
300-650	2,25—2,55	V-IV	IX-XII	VI-VII	III
500—800	2,50—2,80	IV-III	XI-XIII	VII-VIII	IV
700—1200	2,75—2,9	III	XIII-XV	VIII-IX	V
1100—1600	2,85—3,0	III-II	XIV-XVI	IX-X	VI
1450—2050	2,95—3,2	II-I	XXV-XVIII	X	VII
1950—2500	3,15—3,40	I	XVII-XX	X-XI	VIII
2350-3000	3,35-3,6	I	XIX-XX	X-XII	IX
2850 и более	>3,5	I	XX	XI	X

ся нитросоединения (тротил и др.), нитроэфиры (нитроглицерин и др.) и нитроамины (гексоген, тетрил и др.). Однако вследствие ряда причин (высокая чувствительность, дефицитность сырья, опасность производства, высокая стоимость и т.п.) индивидуальные химические соединения редко используют в качестве промышленных ВВ, зато чрезвычайно широко используют различные взрывчатые смеси.

7.2.3. Общая характеристика промышленных взрывчатых веществ

К промышленным ВВ относятся химические соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически доступные в изготовлении, не меняющие своих физических и химических свойств при хранении и применении (табл. 7.4.—7.7.).

По физическому состоянию промышленные ВВ подразделяют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые, пластичные и льющиеся (под термином льющиеся подразумеваются ВВ, которые благодаря их консистенции можно перекачивать насосами по трубопроводам).

7.2.4. Ассортимент промышленных взрывчатых веществ

В конце 50-х — начале 60-х годов нашего столетия в области развития промышленных ВВ произошла техническая революция: на смену ранее применявшимся порошкообразным (аммониты, детониты) и пластичным (динамиты) взрывчатым веществам пришли гранулированные и водосодержащие взрывчатые смеси, которые вследствие более низкой чувствительности пригодны к механизированному заряжанию, имеют широкую сырьевую базу и значительно меньшую стоимость.

Благодаря своим преимуществам новые взрывчатые смеси быстро получили широкое применение. Например, в 1980 г. в США гранулированные взрывчатые смеси составляли около 85 %, водосодержащие взрывчатые смеси — 10 %, порошкообразные и пластичные — 5 % от годового потребления промышленных ВВ.

Гранулированные ВВ в зарубежных странах в основном представлены двухкомпонентной смесью пористой гранулированной аммиачной селитры с жидкими нефтепродуктами (смеси AN-FO). Значительно реже используют трехкомпонентные смеси, когда к смеси AN-FO добавля-

Таблица 7.2.
Расчетный удельный расход взрывчатого вещества 6ЖВ (граммонита 79/21)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по классификации СНиП—82	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьякоиова	Средняя плотность породы, кг/м^3	Расчетный удельный расход ВВ q, кг/м^3	
				для зарядов рыхления $q_р$	для зарядов выброса $q_в$
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	1,0—1,4
Лесс	III-IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V-VI	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV-VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV VI	2,3—3,0	2200	0,35-0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, мергель	VI-VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII-VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	6,0—8,0	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	2,0—2,2

Примечание. В случае применения других ВВ приведенные в табл 7 2 значения $q_р$ и $q_в$ следует умножить на поправочный коэффициент $k_{вв}$, принимаемый по табл 7 3

Таблица 7.3.
Поправочный коэффициент ($k_{вв}$) для некоторых ВВ

ВВ	$k_{вв}$	ВВ	$k_{вв}$	ВВ	$k_{вв}$
Гранитол-1	1,15	Граммонит 30/70	1,14	Гранулит М	1,13
Гранитол-7А	0,86	Порэмиты	1,20	Акватол АВ	1,20
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Аммонит 6ЖВ	1,00	Гранулотол	1,20
Гранулит С-6М	1,13	Граммонит 79/21	1,00	Ифзанит Т-20	1,20
Скальный аммонит № 1	0,80	Ифзанит Т-80	1,08	Карбатол 15Т	1,42
Алюмотол	0,83	Акватол ГЛТ-20	1,20	Гранулиты УП	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Ифзанит Т-60	1,10	Сибирит	1,20

Таблица 7.4.
Рекомендуемые области применения взрывчатых веществ

Условия размещения	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 Гранулиты 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 Гранулиты УП	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М
Шпуры в сухих забоях	Игданит Гранулит М Гранулит АС-4	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Шпуры в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6Ж В (патронированный)

Таблица 7.5.
Свойства гранулированных взрывчатых веществ

ВВ	Расчетная характеристика				
	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность ВВ, г/см^3
Алюмотол	—76,2	5266	4266	815*	0,95
Гранулотол	—74,0	3642	2975	1045*	0,9
Гранитол-1	—43,4	3770	3080	820	0,9—0,95
Гранитол-7А	—52,0	4598	3722	800	0,9—0,95
Граммонит 30/70	—45,9	3511	3033	800	0,85—0,9
Граммонит 50/50	—27,2	3678	3509	810	0,85—0,9
Гранулит С-6М	—1,3	3852	3205	980	1,0—1,05

* Показатели в водонаполненном состоянии

Таблица 7.6
Взрывчатые вещества, изготавливаемые на стационарных и передвижных пунктах, расположенных в непосредственной близости к местам потребления (класс 1)

Наименование ВВ	Физическое состояние в момент заряжания
Игданит	Гранулированная смесь твердых и жидких компонентов
Карбатолы ГЛ-10В, ГЛ-15Т, ФТ-10	Густые, текучие при температуре выше 50° суспензии, отвердевающие при остывании в скважине
Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60 и Т-80)	Густые подвижные нерасслаивающиеся суспензии, содержащие до 40 % жидкой фазы, способные выдавливаться сжатым воздухом по зарядным шлангам и отвердевать при остывании
ГЛТ-20	Горячельющиеся, легко перекачиваемые суспензии, отвердевающие при остывании в скважинах
Акванал А-10 (ипконит А-10, ГЛА-20)	То же
Гранулиты УП-1 и УП-2	Смесь гранулированных, порошкообразных и жидких компонентов
Порэмиты	Эмульсия с сенсибилизирующими добавками
Сибириты	То же

Примечания 1 В соответствии с ГОСТ 26184-84 "Взрывчатые вещества промышленные Термины и определения" ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80 и ВВ ГЛТ-20, имеющие одинаковый состав, объединены под общим названием акватол Т-20 2 Ипконит А-10 и ВВ ГЛА-20, имеющие одинаковый состав, объединены под общим названием акванал А-10 3 Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20, Т-60, Т-80) содержит в своем составе гранулированную

Экспериментальная характеристика			ВВ
Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Чувствительность к удару, %	
70—80	5,5—6,0*	24—48	Алюмотол
60—80 (10—15)*	5,5—6,5*	8—12	Гранулотол
40—10	5,0—5,5*	4—12	Гранитол-1
40—50	5,0—5,3*	12—24	Гранитол-7А
40—60	3,8—4,5	12—24	Граммонит 30/70
40—50	3,6—4,2	12—24	Граммонит 50/50
80—100	2,5—3,0	4—12	Гранулит С-6М

Размещение зарядов	Способ заряжания	Наименование ВВ
Скважины, шурфы, траншеи	Механизированный, ручной	Игданит
Скважины	Механизированный с использованием специальных зарядных машин	Карбатолы· ГЛ-10В; ГЛ-15Т, ФТ-10
“	То же	Акватол Т-20 (ифзаниты Т-20; Т-60 и Т-80)
“	“	ГЛТ-20
“	“	Акванал А-10 (ипконит А-10, ГЛА-20)
Скважины, шурфы, траншеи	Механизированный, ручной	Гранулиты УП-1 и УП-2
Скважины	Механизированный с использованием специальных зарядных машин	Порэмиты
“	То же	Сибириты

аммиачную селитру и гранулированный или чешуйчатый тротил. Буква “Т” обозначает тип сенсибилизатора, а цифры — температуру насыщенного раствора 4. Водосодержащие ВВ — карбатолы, акватолы, ГЛТ- 20, акваналы — при использовании в обводненных скважинах необходимо заряжать по технологии “под столб воды” либо с предварительным осушением скважин или влагоизоляцией зарядов

Таблица 7.7.
Свойства взрывчатых веществ, изготавливаемых на стационарных и передвижных пунктах, расположенных в непосредственной близости от мест потребления

ВВ	Расчетная характеристика			
	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг
Игданит	—1,65 ÷ +0,12	3973—4061	3164—3205	980—990
Карбатолы:				
ГЛ-10В	—21,4	5684	4440	844
ГЛ-15Т	—9,6	3427	2975	946
Акватолы Т-20:				
Ифзаниты —				
Т-20	—4,6	3176	2782	937
Т-60	—0,4	3782	3182	720
Т-80	0	3941	3310	913
ГЛТ-20	—3,8	3679	3100	905
Акванал А-10:				
ипконит А-10	0,2—2,3	4520—4860	3520—3790	852—870
ГЛА-20	—4,1	4012	3373	895
Гранулиты УП-1	—1,2 ÷ —2,5	3500—3710	—	960—100
Гранулиты УП-2	—2,5 ÷ —8,1	3180—3480	—	950—980
Порэмиты	—0,9 ÷ —13	3200—4350**	—	890—920
Сибириты	—7,1 ÷ 7,39	2620—2740	—	1000—1040

* Заряды в стальной оболочке.
** Металлизированный

ют алюминиевый порошок или другие горючие добавки.

Основным недостатком, не позволяющим смеси AN-FO полностью вытеснить другие промышленные ВВ, является то, что данная взрывчатая смесь неводоустойчива и ее применяют только в сухих скважинах. Для взрывных работ в обводненных условиях нужны водоустойчивые ВВ, именно этим качеством и обладают водосодержащие ВВ.

Водосодержащие ВВ по физическому состоянию разделяют на суспензионные (slarry) и эмульсионные (emulsion).

Суспензионные водосодержащие взрывчатые вещества представляют собой смесь гранул аммиачной селитры с насыщенным водным раствором аммиачной селитры и сенсибилизирующими и горючими добавками (тротил, бездымный порох, алюминий и т.п.). Раствор аммиачной селитры, как правило, загущают введением гуаргама, полиакриламида, карбамида и т.п.

Первые водосодержащие суспензионные ВВ сенсибилизировали гранулированным тротилом или бездымным порохом. Затем для этой цели стали применять водные растворы монометиламина, моноэтаноламина, мелкодисперсный алюминий. Суспензионные ВВ имеют высокую плотность (до 1,5 кг/дм^3), высокую объемную концентрацию энергии, но обладают не очень высокой водоустойчивостью.

Эмульсионные ВВ представляют собой эмульсии водного раствора окислителей в

Расчетная характеристика	Экспериментальная характеристика			ВВ
Плотность, г/см^3	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Чувствительность к удару, %	
0,8—0,9	160—200	2,8—4,3	0—0	Игданит
				Карбатолы:
1,5—1,6	150—160	4,5—5,0	12—24	ГЛ-10В
1,4—1,6	120—150	4,5—4,8	4—12	ГЛ-15Т
				Акватолы Т-20:
				Ифзаниты —
1,25—1,30	120—150	4,0—4,5	0	Т-20
1,40—1,45	100—120	5,0—5,5	0—4	Т-60
1,45—1,50	90—100	5,2—5,5	0—4	Т-80
1,45—1,50	80—100	4,9—5,0	0—4	ГЛТ-20
				Акванал А-10:
1,40—1,45	225—230	3,8—4,6	0	Ипконит А-10
1,50—1,58	80—100	4,8—5,0	4—12	ГЛА-20
0,85—0,95	200	3,6—4,2	0—12	Гранулиты УП-1
0,43—0,68	160	1,8—2,5	0	Гранулиты УП-2
1,2—1,35	20—30*	4,4—5,2	0	Порэмиты
1,25	25*	4,89—5,10	0	Сибириты

углеводородном горючем. В качестве окислителей используют нитрат аммония или его смеси с нитратом натрия или нитратом кальция. В качестве углеводородных горючих применяют дизельное топливо, различные минеральные масла, мазут и т.п.

Первые патенты на эмульсионные ВВ появились в США в период с 1959 по 1963 гг., а в 1977 г. фирма "Атлас Повдер" (США) начала их промышленный выпуск.

Основные преимущества эмульсионных ВВ: доступность и недифицитность основных компонентов, безопасность изготовления и применения, низкая стоимость, высокие эксплуатационные характеристики и отличная водоустойчивость.

Сенсибилизируют эмульсионные ВВ введением в их состав пузырьков воздуха (механическое аэрирование), полых микросфер (стеклянных, полимерных и т.п.), пористых материалов (вспененный полистирол, перлит), газифицирующих добавок, которые образуют в эмульсии пузырьки газа. Недостаток суспензионных и эмульсионных ВВ — их более высокая стоимость по сравнению со стоимостью смеси AN-FO. Поэтому с целью снижения стоимости в последние годы в ряде зарубежных стран стали выпускать смеси суспензионных или эмульсионных ВВ с составом AN-FO, причем содержание последнего в смеси может составлять 25, 50 или 75 %. Смеси, содержащие 25 % AN-FO, закачивают в скважины насосами, а

смеси с 50 или 75 % AN-FO заряжают в скважины с помощью шнековых питателей засыпкой сверху (через столб воды).

Следует отметить, что введение в состав суспензионных или эмульсионных ВВ смеси AN-FO снижает водоустойчивость получаемого взрывчатого вещества.

7.3. Средства и способы инициирования зарядов промышленных взрывчатых веществ

7.3.1. Классификация средств и способов инициирования зарядов

На открытых горных работах роль инициатора, размещаемого в заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого изготовлена из мощного ВВ (тэна). На конец ДШ привязывают промежуточный детонатор. Для возбуждения взрыва ДШ обязательно применение КД или ЭД.

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называют средствами инициирования.

Для *огневого инициирования* применяют капсюли-детонаторы, огнепроводный шнур и средства зажигания ОШ.

Для *электрического* инициирования используют электродетонаторы (табл. 7.8.), соединительные провода, средства контроля целостности и сопротивления взрывной сети, источники тока для подрыва ЭД.

7.3.2. Источники тока и аппаратура для контроля электрических взрывных цепей

Наиболее широко применяют конденсаторные взрывные приборы (табл. 7.9.). Источником тока в них служит конденсатор, который в течение 10—20 с заряжается от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем быстро, в течение 3—4 мс разряжается в сеть.

По конструкции контрольно-измерительные приборы подразделяют на три группы: стрелочные, звуковые и световые.

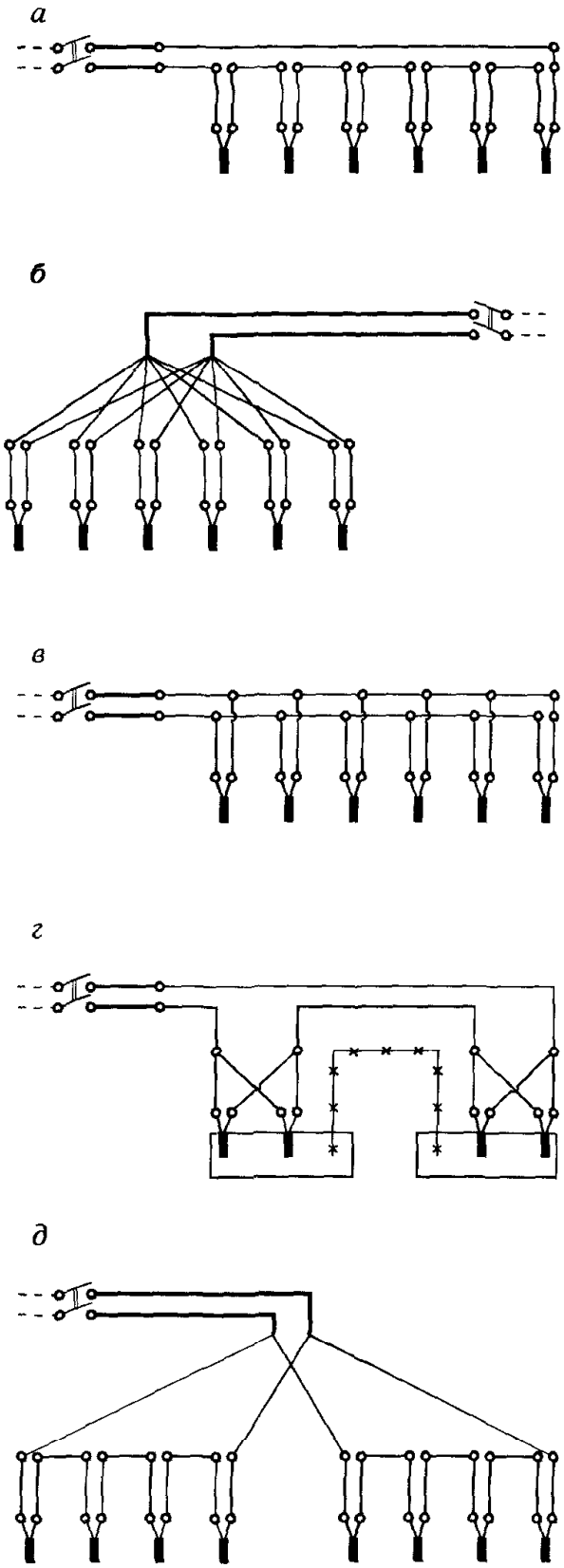


Рис. 7.1. Схема электровзрывных цепей

Таблица 7.8.
Техническая характеристика средств электрического инициирования зарядов ВВ

Электродетонатор	Число серий замедлений	Интервал замедлений, мс	Безопасный ток, А	Примечание
ЭД-8-Ж	—	—	0,18	
ЭД-1-8-Т	—	—	0,92±0,02	Защищен от зарядов статического электричества до 10 кВ и от блуждающих токов < 1 А
ЭД-1-3-Т	1-10 11-14 15-18 19-23 24	20-200 (через 20 мс) 225-300 (через 25 мс) 350-500 (через 50 мс) 600-1000 (через 100 мс) 1,5 с	0,92±0,02	То же ЭД с замедлением 160 мс рекомендуется для обработки металлов взрывом
ЭД-КЗ	1—6	25; 50; 75; 100; 150; 250	0,18	
ЭД-ЗД	1—9	0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10 с	0,18	Может применяться в сланцевых шахтах, опасных по пыли

Характеристики приборов для определения сопротивления или проводимости электровзрывной цепи приведены в табл. 7.10.

7.3.3. Основные схемы и расчет электровзрывных цепей

Электровзрывная цепь состоит из электродетонаторов с проводами, концевых проводов, идущих от электродетонаторов до поверхности, участковых проводов, соединяющих концевые, и магистральных, идущих к источнику тока (рис. 7.1). Цепь монтируется из изолированных одно- и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяют провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, саперные провода СП-1, СП-2 (табл. 7.11.), установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ.

Провода ПР и ПВ — медные, многопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции сечением жилы 0,75—0,2 мм^2. Провода АПР и АПВ — одножильные алюминиевые в резиновой (Р), полихлорвиниловой (В) изоляции сечением 3,75—10,5 мм^2, что соответствует сечению медиых проводов 2,5—7,0 мм^2.

Для устройства элементов цепей с напряжением до 1000 В применяют провода ЭР и ЭВ, при более высоком напряжении — провода СП-1, СП-2, АПР и АПВ.

При взрывных работах можно применять следующие схемы соединения электродетонаторов в цепи: последовательную (рис. 7.1, *а*), параллельную, где в свою очередь различают параллельно-пучковую схему (рис. 7.1, *б*), когда все провода от ЭД подсоединяют к двум точкам, и ступенчатую (рис. 7.1, *в*), когда провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов.

Применение двух ЭД в боевиках и особенно дублирование электровзрывных цепей (применение двух последовательных цепей с двумя ЭД в каждом боевике) практически исключают отказы зарядов и дают 100 %-ную гарантию инициирования всех зарядов ВВ.

Последовательная схема соединения ЭД наиболее эффективна и надежна и ее целесообразно применять во всех случаях, когда можно обеспечить получеиие номинального тока.

Общее сопротивление электровзрывной сети (Ом) при *последовательном* соединении (см. рис. 7.1, *а*)

Таблица 7.9.
Техническая характеристика взрывных приборов

Наименование и тип	Исполнение	Напряжение на конденсаторе, В	Габариты, мм	Масса, кг	Максимальное сопротивление взрывной цепи при последовательном соединении электродетонаторов, Ом	Число одновременно взрываемых последовательно соединенных электродетонаторов	Область применения	Изготовитель
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М	Рудничное взрывобезопасное (РВ)	600/650	152×122×100	2	320	100	Взрывание групп последовательно соединенных и одиночных электродетонаторов нормальной чувствительности	ПО "Точприбор", г. Харьков
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М	То же	610/670	195×126×95	2,7	320	100	То же	ПО "Электроточприбор", г. Омск
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3	Рудничное нормальное (РН)	1600	172×86×120	2,3 (с футляром)	600	200	"	ПО "Точприбор", г. Харьков
Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500	То же	3000	230×165×165	11 (с футляром)	2100	800	"	ПО "Электроточприбор", г. Омск

Таблица 7.10.
Техническая характеристика приборов контроля и измерения сопротивления электровзрывной цепи

Наименование и тип	Исполнение	Источник питания	Габариты, мм	Масса, кг	Амплитудное значение тока в цепи мА, не более		Пределы измерения, Ом	Погрешность, %	Область применения	Изготовитель
					в нормальном режиме работы	при любых возможных повреждениях элементов схемы				
Мост переносный постоянного тока Р3043	Рудничное особовзрывобезопасное (РО)	Два элемента 373	180×160×62	Не более 1,6	7	50	0,3—30 30-3000	± 5	Измерение сопротивления электродетонаторов (при их проверке перед выдачей в работу) и взрывных цепей	ПО "Краснодарский ЗИП"
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	Рудничное особовзрывобезопасное (РО) Искробезопасное (И)	Четыре аккумулятора Д-0,1	135×65×40	Не более 0,3	5	50	320 (предельное сопротивление)	± 5	Контроль допустимого сопротивления взрывной цепи и проверка отдельных ее элементов путем сравнения контролируемого сопротивления с предельным 320 Ом	
Метанометр с измерителем взрывной цепи типа ИМС-1	Рудничное особовзрывобезопасное (РО) Искробезопасное (И) Специальный вид взрывозащиты	Три аккумулятора Д-0,55	200×105×90	1,5	10	50	0-20 0-400	± 5	Измерение сопротивления взрывной цепи и электродетонаторов. Контроль содержания газа метана в рудничной атмосфере	ПО "Электроточприбор", г. Омск
Индикатор фотоэлектрический Ю-140	—	Селеновый фотоэлемент Ф-45С	90×60×30	0,2	0,3	0,3	0-10000	—	Проверка электровзрывных цепей, проводов и электродетонаторов в непосредственной близости от зарядов ВВ	ПО "Вибратор", Санкт-Петербург

Таблица 7.11.
Провода, применяемые для взрывных работ

Провод	Изоляция	Число жил	Число проволок в жиле	Сечение жилы, мм^2	Сопротивление 1 км провода при +20°С, Ом	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резиновая	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвиниловая	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	"	1	1	0,75	25	10,3
СП-1	Резиновая в хлопчатобумажной оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60

$$R_{общ} = R_м + R_с + n\,(r_к + r_д)$$

где $R_м$ — сопротивление магистрали, Ом; $R_с$ — сопротивление соединительных проводов, Ом; n — число электродетонаторов; $r_к$ — сопротивление одной пары концевых проводов, Ом; $r_д$ — сопротивление одного электродетонатора, Ом.

Ток (А), проходящий через каждый электродетонатор, при условии примерно равного их сопротивления

$$i_д = I_{общ} = U/R_{общ},$$

где $I_{общ}$ — общий ток сети, А; U — напряжение в месте присоединения магистрали к источнику тока, В.

Преимущества — простота и возможность применения источников тока малой мощности.

Недостаток — невысокая надежность, так как в случае обрыва сети или преждевременного взрыва электродетонатора неизбежен отказ всей серии или части электродетонаторов.

Схема параллельно-пучкового соединения (см. рис. 7.1, *б*) характеризуется тем, что концевые провода собираются в два пучка, подключенных к магистрали.

Рекомендуется сопротивление всех ветвей (Ом) принимать одинаковым. При этом

$$R_{общ} = R_м + \frac{r_к + r_д}{n};$$

$$i_д = i_{общ}/n = \frac{U}{nR_{общ}}.$$

При взрывании от конденсаторных машинок сопротивление взрывной сети не должно превышать:

$$R_{общ} \le R_{пр}/n^2,$$

где $R_{пр}$ — предельное сопротивление сети для данного типа машинок.

Преимущество — простота исполнения.

Схема параллельно-ступенчатого соединения (см. рис. 7.1, *в*) характеризуется тем, что концевые провода в разных точках присоединяются к соединительным.

Так как напряжение в точке каждого последующего электродетонатора уменьшается, через электродетонаторы проходят токи разной величины, точные значения которых определить сложно. Приближенно:

сопротивление (Ом) всей сети

$$R_{общ} = R_м + \frac{nR_с}{2} + \frac{r_к + r_д}{n};$$

ток (А) в электродетонаторе, находящемся посредине группы,

$$i_д = I_{общ}/n = U/(n\,R_{общ});$$

расположенном дальше от магистрали

$$i_д = I_{общ}/n < U/(n\,R_{общ});$$

расположенном ближе к магистрали

$$i_д = I_{общ}/n > U/(n\,R_{общ}).$$

Параллельно-ступенчатое соединение просто по выполнению, но требует более

мощных источников тока и расчет его более сложен.

Схема параллельно-последовательного соединения (рис. 7.1, *г*) характеризуется параллельным соединением электродетонаторов в группе и последовательным соединением групп.

Общее сопротивление сети (Ом) при равенстве сопротивлений всех групп электродетонаторов

$$R_{общ} = R_м + R_с + m\frac{r_к + r_д}{n},$$

где m — число групп электродетонаторов; n — число электродетонаторов в группе.

Ток (А) для одного электродетонатора

$$i_д = I_{общ}/n = U/(n\,R_{общ}).$$

Часто употребляют параллельно-последовательную схему с двумя параллельно включенными в каждую группу электродетонаторами. Применение этой схемы в сочетании с соединением зарядов ДШ обеспечивает безотказность взрывания даже при наличии в сети электродетонаторов со скрытыми дефектами.

При взрывании от конденсаторных взрывных машинок сопротивление такой сети (Ом) должно составлять

$$R_{общ} \le R_{пр}/4.$$

Схема последовательно-параллельного соединения (рис. 7.1, *д*) предусматривает соединение электродетонаторов в группы последовательно, а группы между собой — параллельно.

Формулы для расчета сети при одинаковом сопротивлении групп

$$R_{общ} = R_м + \frac{R_с + n\,(r_к + r_д)}{m},$$

где $R_с$ и n определяются для одной ветви;

$$i_д = I_{общ}/m = U/(m\,R_{общ}).$$

При взрывании больших групп зарядов применяют смешанные соединения, например *параллельно-пучковую схему*, в которой электродетонаторы в заряде соединяются параллельно-попарно, пары электродетонаторов между собой — последовательно, а провода от групп зарядов подключаются к магистрали пучковым способом.

7.3.4. Технология взрывания с помощью детонирующего шнура

Сеть ДШ взрывается не менее чем двумя электродетонаторами или зажигательными трубками, которые прикрепляются на расстоянии 100—150 мм от конца магистральной линии ДШ.

Для возбуждения детонации заряда используют промежуточные детонаторы, изготовленные из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Характеристика детонаторов приведена в табл. 7.12, 7.13. Все шашки взрываются от одной-четырех ниток детонирующего шнура, пропущенного через осевое отверстие.

Для скважинных зарядов гранулитов, граммонитов, гранулотола и алюмотола боевик выполняется из двух шашек типа ТП-400 и размещается на уровне подошвы уступа. При длине заряда более 12 м рекомендуется устанавливать второй боевик из одной шашки ТП-400 в верхней части заряда. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать два боевика: из трех шашек в нижнюю часть скважины и из двух шашек в верхнюю часть заряда.

В ряде зарубежных стран (США, Швеция, Канада, Китай), где на карьерах распространено инициирование системами типа шведской "Нонель", шашки-боевики для повышения их прочности обклеивают плотной бумагой с гидроизоляцией поверхности или помещают их в сборный пластиковый корпус. В каждой шашке в специальных отверстиях размещают два детонатора, инициируемых самостоятельно от общей магистрали, а в скважине — два боевика, что способствует 4-кратному повышению надежности.

На некоторых карьерах Китая применяют шашки в виде конических зарядов массой 200 г в пластиковом корпусе с осевым отверстием для ДШ. На отрезке ДШ узлами крепится два-пять и более таких боевиков, чем обеспечивается многоточечное инициирование зарядов.

При массовых взрывах на крупных карьерах инициируют одновременно несколько заряженных блоков на разных ус-

Таблица 7.12
Промежуточные детонаторы

Шашки (штучные)	Физическое состояние	Размещение зарядов	Водоустойчивость: допустимое время нахождения зарядов в воде	Масса, г
Прессованные ТП-200	Прессованный тротил	Скважины, шурфы	3 сут	200
Прессованные ТП-400	То же	То же	3 сут	400
Прессованные Т-400Г	"	"	6 сут при гидростатическом давлении 0,2 МПа	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	"	Не ограничено	500

Таблица 7.13.
Характеристика промежуточных детонаторов

Шашки	ВВ	Плотность, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр (ширина), длина, высота, мм	Диаметр канала (гнезда), мм	Масса, г
Прессованные ТП-200	Тротил	1,5-1,55	6,5-6,8	Прямоугольник с гнездом глубиной 38-65 мм под ЭД или 34-38 мм под КД	52×101×52	7,5-8,2	200
Прессованные ТП-400	"	1,5-1,55	6,5-6,8	То же	52×101×27	7,5-8,2	400
Прессованные Т-400Г	"	1,52-1,59	6,8-7,0	Прессованный цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×71	14,5	400
Литые ТГ-500	Сплав тротила с гексогеном	1,58-1,64	7,2-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом под четыре нити ДШ	70×86	14,5	500

тупах, а все блоки соединяют между собой, как правило, двумя магистральными линиями ДШ. При этом расходуется большее количество ДШ, а надежность массового взрыва особенно при неблагоприятных погодных условиях снижается.

Поэтому технически и экономически целесообразно производить взрывы без применения соединительных магистралей, что достигается взрыванием отдельных блоков по радиосигналу, подаваемому с центрального пункта с помощью системы "Гром" или другими подобными системами.

Устройство "Гром", разработанное НИИАчерметом, состоит из командного и исполнительного блоков.

Командный блок совместно с приемопередатчиком радиостанции устанавливается за пределами опасной зоны на борту карьера и обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Блок размещают в помещении или специальном автомобиле. Число исполнительных блоков, работающих с одним командным, не ограничивается и зависит от числа взрываемых блоков.

Исполнительный блок с радиоприемником устанавливают в карьере на расстоянии 100—150 м от взрываемого блока под прочным корпусом для защиты его от разлетающихся кусков породы. Этот блок принимает кодированный радиосигнал от командного и передает его на антенну ЭД, инициирующего сеть ДШ взрываемого блока.

Радиосигнал генерирует в радиоприемной системе ЭД импульс тока не менее 3 А·мс при максимальном сопротивлении цепи 100 Ом. Замедление между блоками можно регулировать от 0 до 30 с с интервалом 0,2 с, не учитывая замедлений, установленных в каждом блоке с помощью КЗДШ-69. Дальность передачи сигнала на приемное устройство при высоте антенны командного блока 3 м — 8 км при прямой видимости и 4—5 км при отсутствии прямой видимости. Система "Гром" изготавливает НПО Днепрчерметавтоматика. В системе подачи команд на взрыв имеется двойное блокирование от случайного преждевременного взрыва за счет: работы передатчика и приемника в заданном интервале времени (10—15 мин), кодирования сигналов на передатчике и их декодирования на приемнике.

7.4. Методы и условия взрывных работ на карьерах

7.4.1. Методы взрывных работ

Метод скважинных зарядов — для разрушения массива 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. Это основной метод взрывания на карьерах.

Метод шпуровых зарядов — для взрывания применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Этот метод взрывания применяют на карьерах производственной мощностью до 100—300 тыс. м^3/год, а на крупных — для вспомогательных работ.

Метод котловых, шпуровых и котловых скважинных зарядов — шпуры и скважины предварительно простреливают небольшими зарядами для размещения в нижней части ВВ большой массы. Применяют редко из-за его ненадежности.

Метод камерных зарядов — сосредоточенные заряды большой массы от нескольких до тысяч тонн размещают в камерах. Метод применяют в основном для взрывания на выброс и сброс при строительстве плотин, дамб, каналов.

Метод малокамерных зарядов (рукавов) — заряды размещаются в горизонтальных углублениях сечением до 30 × 30 см, глубиной до 3 м для взрывания небольших уступов. Применяют редко на карьерах небольшой производственной мощности при отсутствии буровых станков.

Метод наружных (накладных) зарядов — заряды укладывают на разрушаемые объекты (крупные куски породы, козырьки уступов и т.д.).

7.4.2. Горно-геологическая оценка массивов пород в пределах карьерного поля

Исходными для проектирования взрывных работ являются данные о свойствах пород — удельная трещиноватость массивов (размеры отдельности), коэффициент крепости пород, плотность, их однородность и перемежаемость в пределах взрываемого блока, а также степень их обводненности.

Для действующих карьеров удельную трещиноватость определяют на основе поуступного районирования карьерного поля. Для этого по каждому горизонту выделяют участки длиной 20 м различной трещиноватости, на которых измеряют число трещин на 10-метровом горизонтальном отрезке и по формуле $n = 10/h$ рассчитывают средний диаметр отдельности (h — число трещин всех систем). Затем по каждому горизонту определяют средневзвешенный диаметр отдельности:

$$d_o = (0{,}05\, l_1 + 0{,}30\, l_2 + 0{,}75\, l_3 + 1{,}25\, l_4 + 1{,}75\, l_5) \,/\, \sum_1^5 l,$$

где l_1-l_5 — суммарная протяженность участков пород соответственно I-V категорий трещиноватости по первому горизонту, м.

Установлено, что с углублением горных работ средний диаметр отдельности увеличивается.

Средний диаметр отдельности с увеличением глубины залегания пород

$$d_o = H/(100\alpha') = \beta H/100,$$

где H — глубина залегания горизонта от границы скальных и рыхлых пород, м; α' — приведенный показатель трещиноватости пород; $\beta = 1/\alpha$ — градиент трещиноватости пород, показывающий интенсивность ее изменения с углублением карьера. Он численно равен среднему диаметру отдельности (м) на глубине 100 м.

7.4.3. Требования к крупности дробления горной массы

Взорванная горная масса по крупности должна соответствовать следующим требованиям.

Допустимый максимальный размер (м) кусков исходя из вместимости ковша экскаватора $V_э$ (м^3):

$$L_{max} \le 0{,}75\sqrt[3]{V_э}\ .$$

Формула справедлива при $V_э$ до 10 м^3.

Он может быть принят по следующим данным:

$V_э$, м^3	1	2	3	4	6	8	10–20
Допустимый максимальный размер куска L_{max}, м	0,75	0,9	1,0	1,1	1,3	1,5	1,6

Допустимый максимальный размер кусков (м) исходя из вместимости транспортных средств $V_т$ (м^3):

$$0{,}5\sqrt[3]{V_т}\ .$$

Допустимый максимальный размер (м) кусков при погрузке в перегрузочные бункера, приемные отверстия дробилок, грохотов принимают:

$$L_{max} \le (0{,}75—0{,}85)\ b\ ,$$

где b — ширина приемного отверстия, м.

Для дробилок допустимый максимальный размер L_{max} должен иметь следующие значения, м:

Тип конусной дробилки	ККД-500	ККД-900	ККД-1200	ККД-1500
L_{max}	0,4	0,75	1,0	1,2
Ширина приемного отверстия щековой дробилки, мм	1200 × 900	1500 × 1200	2100 × 1500	2100 × 1500
L_{max}	0,7	1,0	1,2	1,2

Допустимый максимальный размер (м) кусков при погрузке на ленточный конвейер

$$L_{max} \le 0{,}5b' + 0{,}1\ ,$$

где b' — ширина ленты конвейера, м.

Негабаритные куски породы подлежат вторичному дроблению. Выход негабарита при первичном взрывании следует принимать не более 5 % содержания его в массиве.

7.5. Определение основных параметров расположения скважинных зарядов

7.5.1. Схемы расположения и конструкция зарядов

На карьерах применяют отбойку горной массы вертикальными и наклонными скважинными зарядами диаметром 100-320 мм, шпуровыми зарядами диаметром до 75 мм и в редких случаях камерными

зарядами массой до сотен тонн. При отбойке скважинными зарядами применяют следующие схемы расположения вертикальных (рис. 7.2, *а*) и наклонных (рис. 7.2, *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* — многорядное одноуступное и *6*, *14* — с подпорной стенкой для вертикальных и наклонных скважин; *7* — каскадное и *9*, *10* — многоуступное расположение вертикальных и наклонных скважин; *8* и *10* — с расширением нижней части вертикальных скважин. Эти схемы могут быть использованы при открытой поверхности откоса уступа или при отбойке на подпорную стенку из ранее взорванной породы.

Перечисленные схемы выбирают исходя из свойств взрываемых пород, производственной мощности карьера, элементов системы разработки и применяемого выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Окончательный выбор схемы расположения скважин может быть сделан только на основе анализа данных практики и опытных взрывов.

С учетом указанных ниже изменений условий разработки и свойств массивов с увеличением глубины намечаются следующие тенденции развития схем взрывной подготовки горных пород.

1. Переход на глубоких горизонтах в трудновзрываемых породах от многорядного (четыре-шесть рядов) взрывания вертикальных скважин большого диаметра (250-320 мм) 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.

2. Заряжание скважин сразу после бурения для обеспечения их минимальных потерь и ритмичной работы взрывников.

3. Применение зарядных и забоечных машин, обеспечивающих снижение трудоемкости процесса подготовки горного массива к взрыву.

4. Применение короткозамедленного каскадного взрывания, обеспечивающего максимальное снижение сейсмического действия взрыва с тем, чтобы при значительном углублении карьера объем одновременно взрываемой породы и масштабы взрывов уменьшались незначительно.

5. Применение на верхних горизонтах карьеров, разрабатывающих трещиноватые породы I-III категорий трещиноватости, скважин диаметром 269-320 мм.

6. Применение на железорудных и других карьерах огневого расширения заряжаемой части скважин до 400-500 мм и увеличения за счет этого в 1,5-2,0 раза сетки их расположения.

7. Применение увеличенных 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.

8. Применение схем и способов инициирования скважинных зарядов, обеспечивающих взрывное воздействие на массив в направлениях наименьшего сопротивления действию взрыва.

Взрывные работы, как правило, ведутся по типовому проекту, периодически пересматриваемому с учетом опыта работы и изменения горнотехнических условий.

7.5.2. Диаметр зарядов

Диаметр заряда устанавливается с учетом категорий пород по трещиноватости и допустимых размеров кусков (табл. 7.14).

На небольших карьерах с годовым объемом взрываемой горной массы 0,5 млн м^3 диаметр (мм) заряда

$$d_{зар} = 125\sqrt[4]{П_г},$$

где $П_г$ — годовой объем взрываемой горной массы, млн м^3.

Рациональный диаметр скважин выбирают на основе технико-экономических

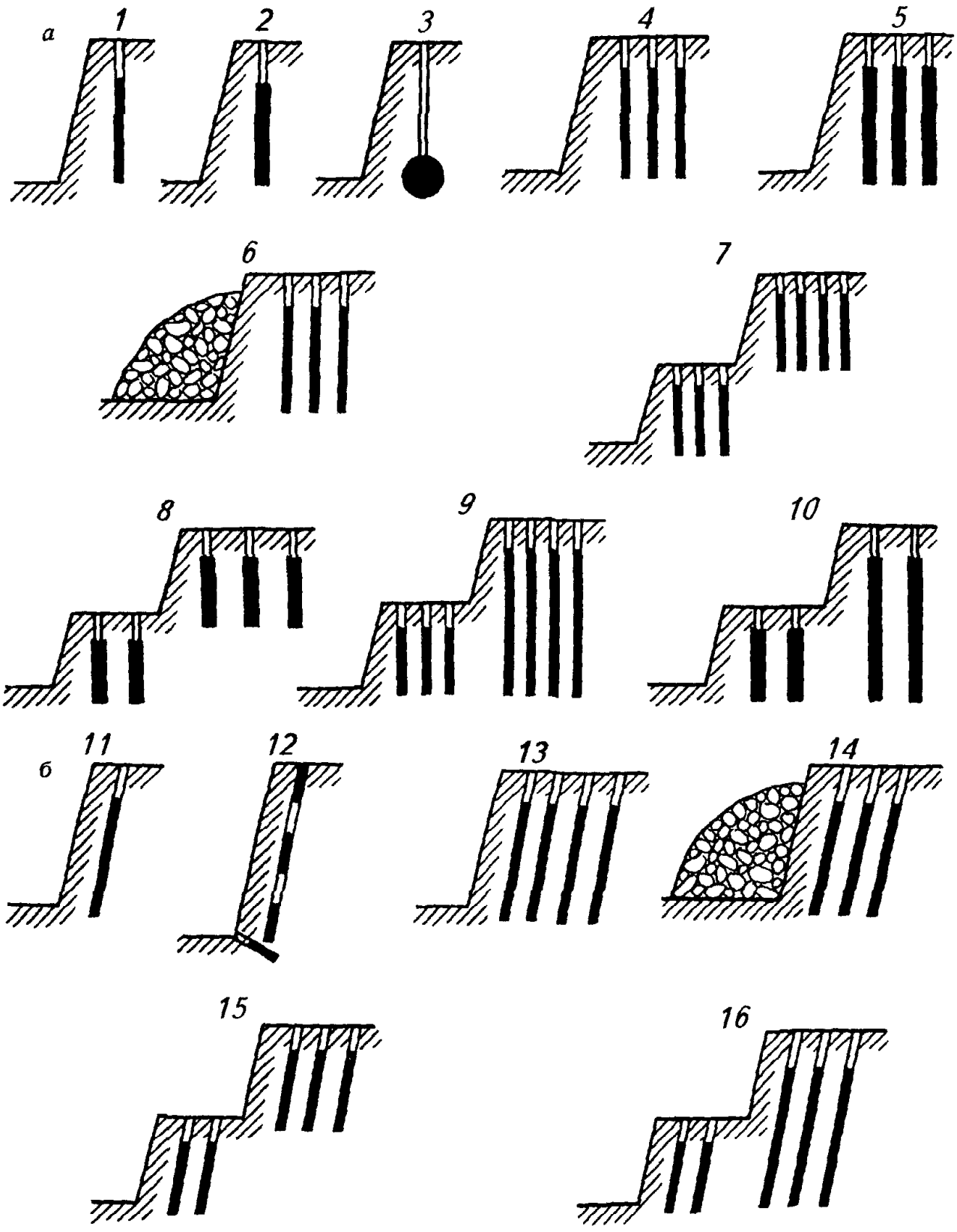


Рис. 7.2. Типичные схемы расположения вертикальных и наклонных скважинных зарядов

Таблица 7.14.
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

расчетов. При этом решающее значение имеют производительность станка и стоимость бурения, а также надежность буровых станков. В тех случаях, когда диаметр не лимитируется с позиций соответствия числа станков производственной мощности карьера по горной массе, следует предпочтение отдавать шарошечным станкам. Технико-экономические расчеты показывают, что на карьерах с годовой производственной мощностью 3-10 млн м^3 в породах средней крепости (f = 10÷14) при категории пород по трещиноватости III-IV наиболее эффективны станки СБШ-250 МНА, в более слабых породах — 2СБШ-200Н, а на крупных карьерах (>10 млн м^3) в крепких породах — станки СБШ-320 с диаметром долот 320 мм.

При отбойке железистых кварцитов на крупных карьерах (Кривой Рог, КМА) применяют огневое расширение заряжаемой части скважин до диаметра 400-500 мм, что при высоких удельных расходах ВВ (1,5-2,0 кг/м^3) обеспечивает интенсивное дробление массивов вследствие их хрупкости, развитой слоистости и трещиноватости.

После определения диаметра заряда (см. табл. 7.14) по коэффициенту крепости выбирают буровой станок (табл. 7.15).

7.5.3. Расчетный удельный расход ВВ

Для каждой породы по категории трещиноватости и коэффициенту крепости f устанавливают расчетный расход ВВ (кг/м^3) при диаметре зарядов 200-250 мм:

$$q_р = q_{эт} f k_d \gamma / 2{,}6 ,$$

где $q_{эт}$ — эталонный расход граммонита 79/21 при кондиционном размере кусков 500 мм, кг/м^3 (табл. 7.16); f — коэффициент крепости пород; k_d — поправочный коэффициент ВВ; γ — плотность пород.

Поправочный коэффициент на кондиционный (допустимый) размер кусков принимается по следующим данным:

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
k_d	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Для высоты уступа 12-15 м, типа ВВ — граммонит 79/21, диагональной схемы КЗВ, размера кондиционного куска 500 мм и диаметра скважин 243 мм расчетный удельный расход ВВ (табл. 7.17)

$$q_р = 0{,}13 \gamma \sqrt[4]{f} \, (0{,}6 + 0{,}8 d_o),$$

где d_o — средний размер отдельности в массиве, м.

Таблица 7.15.
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	8,00/64,9	5,09/41,7	—	3,38/26,0
СБШ-250 МНА	9,2/73,6	8,60/71,7	6,21/52,8	5,40/45,0	4,80/39	4,20/33,0
СБШ-320	—	—	14,22/92	12,4/79,8	8,1/54,8	5,40/49,2
СБР-160	11,1/96,1	—	—	—	—	—
Примечание. Над чертой скорость бурения (м/с); под чертой – производительность станка (м/смену)						

Таблица 7.16.
Эталонный расход (кг/м^3) граммонита 79/21 для пород разных крепости и трещиноватости

Категория массивов горных пород по степени трещиноватости	Крепость 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	1,0	1,2
V	1,0	1,2	1,4

Таблица 7.17.
Удельный расход ВВ

Блочность массива (категории трещиноватости)	Удельный расход ВВ, кг/м^3	Энергия ВВ	Схема КЗВ
Мелкоблочный (I-II)	Средний (0,6)	Пониженная	Порядная
Среднеблочный (III)	Средний и повышенный (0,6-1,0)	Средняя	Врубовая и диагональная с увеличенным $m = a/W$
Крупноблочный (IV-V)	Высокий (>1,0)	Средняя и повышенная	То же

Таблица 7.18.
Изменение среднего объема негабарита в зависимости от процента его выхода

Размер кондиционного куска, мм	Средний объем негабаритного куска (м^3) при выходе негабарита, %			
	5	10	15	20
500	0,1—0,12	0,15—0,2	0,2—0,3	0,3—0,4
1000	0,7—1,0	1,0—1,5	1,5	2

Таблица 7.19.
Зависимость выхода горной массы с 1 м скважин при скважинах разного диаметра в породах различной трещиноватости

Номинальный диаметр скважины, м	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

Переход к удельному расходу ВВ (кг/м^3) при другом диаметре $d_{зар}$ осуществляется по формуле

$$q_р = 0{,}13\,\gamma\,\sqrt[4]{f}\,(0{,}6 + 3{,}3\,10^{-3} d_о d_{зар}).$$

С учетом типа ВВ, отличающегося от граммонита 79/21, и поправки на размер кондиционного куска формула приобретает вид

$$q_р = 0{,}13\,\gamma\,\sqrt[4]{f}\,(0{,}6 + 3{,}3\cdot 10^{3} d_{зар} d_о)\times \times\left(\frac{0{,}5}{d_к}\right) 2{,}5\,k_{вв};$$

$k_{вв} = Q_{эт}/Q_{вв}$, где $Q_{эт}$ — масса заряда граммонита 79/21; $Q_{вв}$ — масса заряда, используемого ВВ.

Расчет по данной формуле обеспечивает при равномерном размещении ВВ в массиве выход негабарита до 3 %.

В случае большого выхода негабарита $V_н$ (%) скорректированный удельный расход ВВ

$$q = q_р \frac{V_{нм} - V_н}{V_{нм}},$$

где $V_{нм}$ — содержание негабарита в массиве до взрыва, %.

Средний объем негабаритных кусков (м^3) принимают по табл. 7.18, а годовой объем вторичного дробления

$$V_{вт} = П_г V_н / 100,$$

где $П_г$ — производственная мощность карьера, м^3/год; $V_н$ — средневзвешенный по категориям пород выход негабарита, %.

При использовании другого ВВ, отличающегося от граммонита 79/21 по мощности, значения q, указанные в таблицах, следует умножить на поправочный коэффициент $k_{вв}$ приведенный в табл. 7.3.

Как правило, принимают один тип буровых станков, 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 применяют вращательный, шарошечный, огневой и другие способы бурения. Однако во всех случаях более двух способов бурения на карьере применять нецелесообразно.

Ориентировочные значения выхода горной массы с 1 м скважины для различных по трещиноватости массивов приведены в табл. 7.19.

7.5.4. Расчет параметров скважинных зарядов

Расположение скважин на уступах характеризуется следующими величинами (рис. 7.3.):

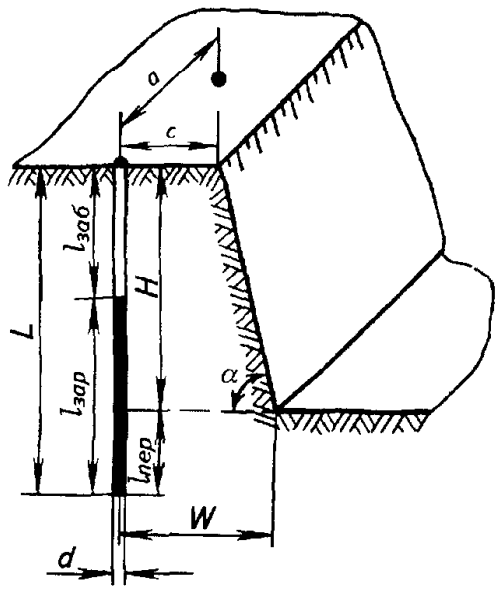


Рис. 7.3. Схема расположения скважинного заряда на уступе

d — диаметр скважины, мм;

H — высота уступа, м;

W — сопротивление по подошве (СПП), м;

a — расстояние между скважинами в ряду, м;

c — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м;

$l_{зар}$ и $l_{пер}$ — длина соответственно заряда и перебура, м;

$l_{заб}$ — длина забойки, м;

L — длина (глубина) скважины, м;

α — угол откоса уступа, градус.

Определение сопротивления предельного по подошве W (СПП) для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы.

Предельное значение $W_{од}$ для одиночной скважины определяется по формуле С. А. Давыдова:

$$W_{од} = 53 k_т d \sqrt{\frac{\rho_{вв}}{\gamma_п k_{вв}}},$$

где $k_т$ — коэффициент трещиноватости, для монолитных пород $k_т = 1$, для трещиноватых $k_т = 1{,}1$; для сильнотрещиноватых $k_т = 1{,}2$; d — диаметр скважины, м; $\rho_{вв}$ — плотность заряда ВВ, кг/дм^3; $\gamma_п$ — плотность пород, т/м^3; $k_{вв}$ — коэффициент работоспособности ВВ (по отношению к граммониту 79/21).

Трест Союзвзрывпром предельное сопротивление по подошве одиночной скважины рекомендует определять по формуле

$$W_{од} = \sqrt{\frac{p}{q_р}},$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м; $q_р$ — проектный (расчетный) расход ВВ, кг/м^3.

С учетом взаимодействия зарядов

$$W = W_{од}(0{,}6—0{,}5m),$$

где m — относительное расстояние между скважинами. Формулы определения $W_{од}$ справедливы при $m \le 1{,}2$.

Кроме того, СПП проверяется из условия безопасного ведения работ по формуле

$$W_б \ge H \operatorname{ctg}\alpha + c,$$

где α — угол откоса уступа, градус; H — высота уступа, м; c — минимально допустимое расстояние (3,0 м) от оси скважин до верхней бровки уступа, м.

Диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа,

$$d = \frac{(H \operatorname{ctg}\alpha + c)\sqrt{p}}{30(3-m)}.$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, то целесообразно применять парносближенные или наклонные скважины.

Парносближенные скважины. Парное расположение скважин применяется при больших значениях СПП, когда одиночные скважины даже при $m = 0{,}6$ не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, вследствие чего в нижней части образуются пороги, а за линией скважин интенсивные заколы. Парносближенные скважины располагают одна от другой на расстоянии четырех-шести диаметров. Они обеспечивают нормальную проработку подошвы при W на 30-40 % большем, чем при одиночных скважинах.

Для парносближенных зарядов СПП определяются как для одиночной скважины эквивалентной вместимости ($2p$) по формуле

$$W_{\text{п}} = \sqrt{\frac{2p}{q_{\text{р}}}}.$$

Наклонные скважины бурят параллельно откосу уступа при его большой высоте преимущественно в трудновзрываемых породах и при малом их диаметре. В настоящее время взрывание наклонными скважинами все шире применяют на карьерах, так как этот метод обеспечивает лучшее дробление массива, хорошую проработку подошвы уступа, резко уменьшает заколы за линию скважин.

Угол к вертикали, под которым необходимо бурить скважину,

$$\beta = \text{arctg}\frac{c + H\,\text{ctg}\alpha - \sqrt{\frac{p}{q_{\text{р}}}}}{H}.$$

Глубина перебура принимается равной 10 диаметрам зарядов для слабых пород и 15 диаметрам зарядов для крепких, трудновзрываемых.

Трестом Союзвзрывпром рекомендовано определять глубину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле

$$l_{\text{пер}} = 0{,}5qW.$$

Длина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала горной массы и использование энергии взрыва на разрушение массива.

Длина забойки принимается равной 15-20 диаметрам скважин или (0,5-0,75) W.

Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительном расстоянии m = 0,6 предельная 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.

На практике принимают при вертикальных скважинах $m = 0{,}8 \div 1{,}1$, при наклонных $m = 0{,}9 \div 1{,}3$.

При диагональных схемах КЗВ фактическое значение m увеличивается до 2-3 и более.

7.5.5. Короткозамедленное взрывание зарядов

При КЗВ с помощью ДШ и пиротехнических замедлителей КЗДШ применяют разнообразные схемы соединения зарядов, которые должны обеспечивать:

надежность передачи детонации по всей сети;

высокую интенсивность дробления;

формирование развала горной массы желаемых геометрических параметров;

минимальные разрушения вглубь массива;

получение минимального сейсмического эффекта воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты.

Для повышения надежности схем применяют резервные магистрали, периферийные линии и кольцевые схемы ДШ, дублирование боевиков в скважинах. Эти способы увеличивают расход ДШ на взрыв и иногда малоэффективны.

Интервал замедления между взрывами зависит от физико-механических свойств горных пород и определяется экспериментально в пределах 20-50 мс. С увеличением 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 (табл. 7.20), 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 са-

Таблица 7.20.
Рекомендуемые предпочтительные области применения различных схем короткозамедленного взрывания на карьерах

Группы и варианты схем	Условия применения	№ схемы (рис. 7.4)
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
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

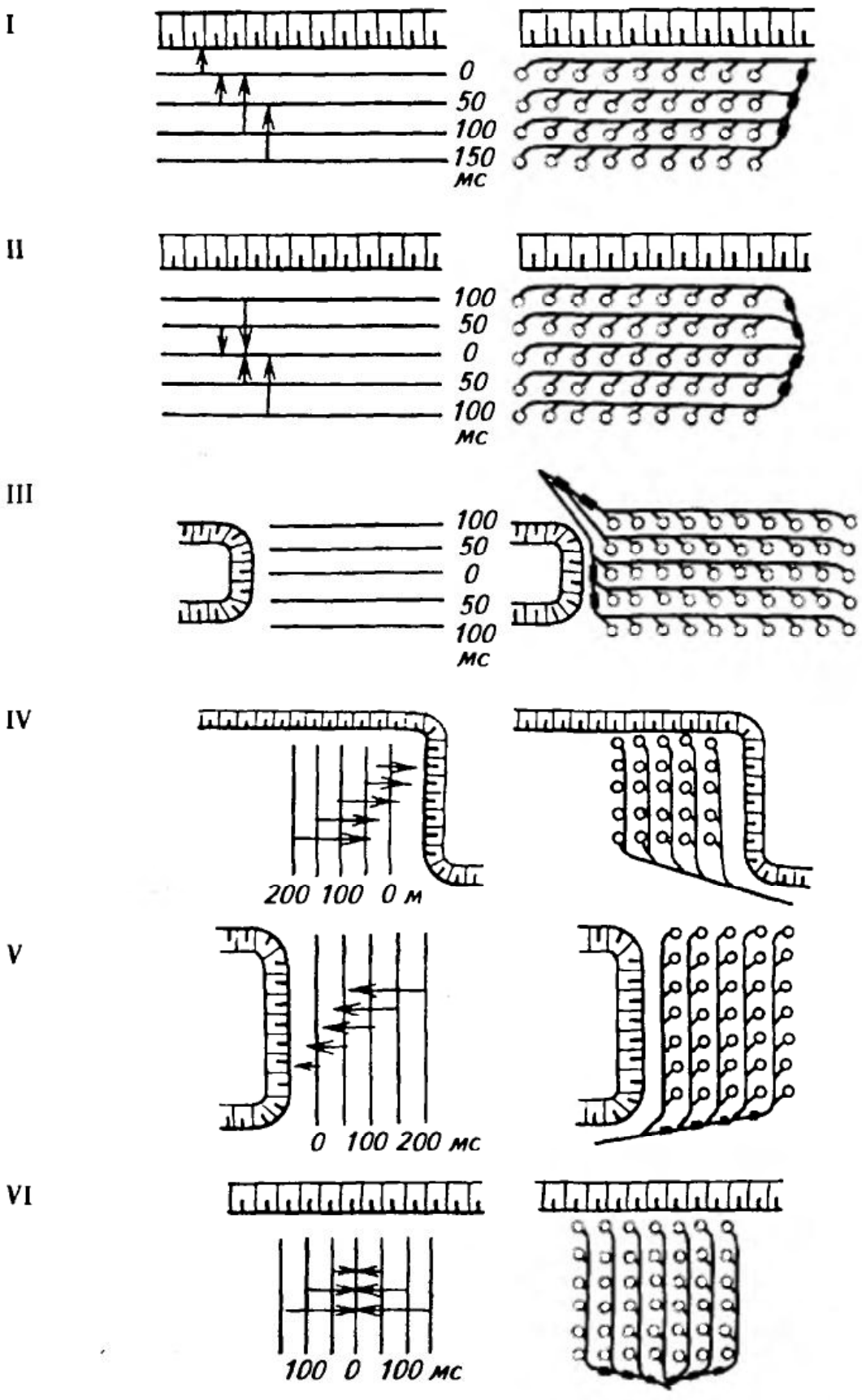
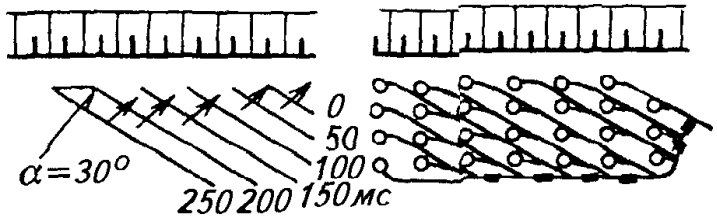
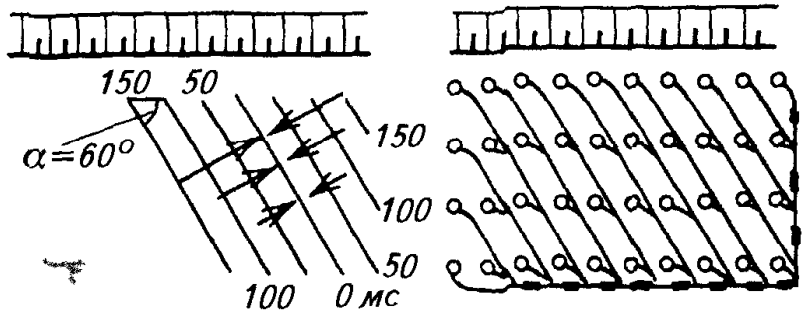


Рис. 7.4. Схемы короткозамедленного взрывания

VII

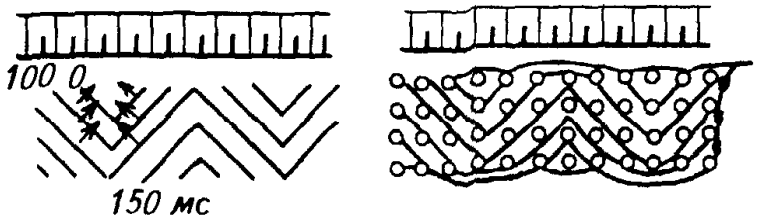


VIII

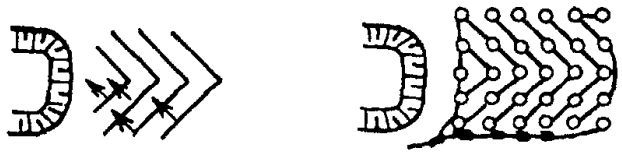


IX

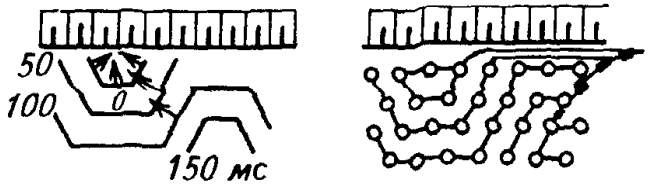
Схемы с ломаной и кривой линиями одновременно взрываемых зарядов



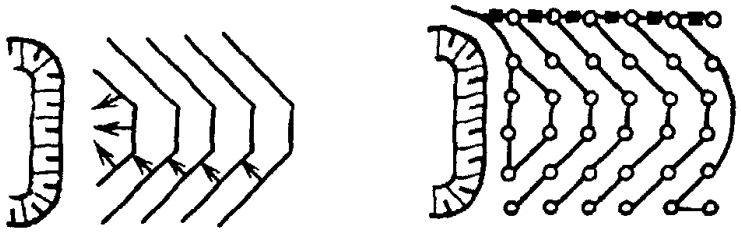
X



XI



XII



XIII

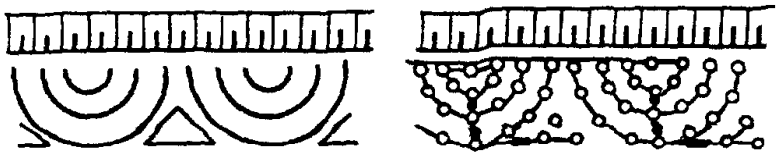


Рис. 7.4. (продолжение)

мым лучшее распространение энергии и дробление при взрыве.

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.

7.5.6. Рациональная конструкция заряда с воздушными, водовоздушными, водными промежутками и активной забойкой

Под зарядом рациональной конструкции понимается удлиненный скважинный заряд, рассредоточенный по его длине на две или более частей воздушными, водовоздушными и водяными промежутками при одновременном инициировании его частей.

Активная забойка состоит из инертного материала, в середине которого расположены один или несколько небольших зарядов ВВ общей массой около 3 % массы скважинного заряда. Активная забойка предназначена для повышения степени герметизацин скважины, способствует увеличению продолжительности воздействия продуктов детонации на разрушаемую среду.

Расчет зарядов с воздушными промежутками и активной забойкой. Масса заряда ВВ в скважине определяется по общепринятым методикам.

В тех случаях, когда размещение заряда при оптимальных соотношениях воздушных промежутков и частей заряда приводит к уменьшению длины забойки (незаряженной части скважины), а последняя регламентирована требованиями техники безопасности, масса заряда $Q_ф$ (кг) уменьшается до значений, позволяющих иметь требуемую длину забойки:

$$Q_ф = Q_р - p\sum h_{в\,п},$$

где $Q_ф$ — фактическая масса заряда в скважине, кг; $Q_р$ — расчетная масса заряда в скважине, определенная при минимально допустимой длине забойки, кг; p — вместимость скважины, кг/м; $\Sigma h_{в\,п}$ — суммарная длина воздушных промежутков в скважине (за вычетом длины воздушного промежутка между зарядом и забойкой), м.

В этом случае достигается уменьшение удельного расхода взрывчатых веществ при улучшении качества дробления горных пород.

Суммарная длина воздушных промежутков $\Sigma h_{в\,п}$ (м) определяется по следующим формулам:

для пород с $f > 10$

$$\sum h_{в\,п} = k(0{,}15 \div 0{,}20)\,l_{зар};$$

для пород с $f = 8 \div 10$

$$\sum h_{в\,п} = k(0{,}20 \div 0{,}25)\,l_{зар};$$

для пород с $f = 6 \div 8$

$$\sum h_{в\,п} = k(0{,}25 \div 0{,}30)\,l_{зар};$$

для пород с $f = 2 \div 6$

$$\sum h_{в\,п} = k(0{,}30 \div 0{,}35)\,l_{зар},$$

где k — коэффициент, учитывающий направление скважин (для вертикальных скважин $k = 1$, для наклонных скважин, параллельных откосу уступа, $k = 1{,}2 \div 1{,}3$ для пород с $f > 8$ и $k = 1{,}4 \div 1{,}5$ для пород с $f < 8$; $l_{зар}$ — длина заряда ВВ, м.

Суммарная длина воздушных промежутков может быть вычислена также из следующих выражений:

для вертикальных скважин

$$\sum h_{в\,п} = 0{,}05\,(9 - 0{,}5f)\,l_{зар};$$

для наклонных скважин

$$\sum h_{в\,п} = 0{,}00125\,(340 - f - f^2)\,l_{зар}.$$

Количество частей заряда принимается в зависимости от горно-геологических условий и высоты уступа. Для улучшения дробления при высоте уступа 10-20 м достаточно рассредоточить заряд на две-три части.

Длина каждого промежутка $h_{в\,п}$ (м) определяется в зависимости от диаметра заряда $d_{зар}$ и категории пород по взрываемости:

для трудновзрываемых

$$h_{в\,п} \approx (8 \div 9) d_{зар};$$

для средневзрываемых

$$h_{в\,п} \approx (9 \div 10) d_{зар};$$

для легковзрываемых

$$h_{в\,п} \approx (10 \div 12) d_{зар}.$$

Длина каждого промежутка может быть определена также из выражения

$$h_{в\,п} = (13{,}5 - 0{,}5f) d_{зар}.$$

Число промежутков в скважине определяется делением суммарной высоты воздушных промежутков на длину одного воздушного промежутка:

$$n = \sum h_{в\,п} / h_{в\,п}.$$

Оптимальная длина промежутка и их число для конкретных условий уточняются опытным путем.

При рассредоточении скважинного заряда на две части одним промежутком

масса нижней части заряда (кг)

$$Q_1 = (0{,}6 \div 0{,}7) Q_ф;$$

масса верхней части заряда (кг)

$$Q_2 = (0{,}4 \div 0{,}3) Q_ф.$$

В случае рассредоточения вертикального скважинного заряда на три части и более масса нижней части может быть уменьшена до 50 % массы заряда в скважине, а в наклонных скважинах до 30-40 % массы заряда. Оставшаяся часть заряда $Q_п$ (кг) распределяется на равные доли пропорционально принятому числу воздушных промежутков:

$$Q_п = \frac{Q_ф - Q_1}{n}.$$

7.5.7. Параметры взрывных работ на открытых работах некоторых горных предприятий

Методы управления интенсивностью дробления массива горных пород позволяют в различных условиях получать требуемые результаты взрыва по дроблению, форме развала, порядку размещения в навале взорванной горной породы. В табл. 7.21-7.23 приведены практические параметры размещения зарядов ВВ в массиве на некоторых горных предприятиях, позволившие получать оптимальные результаты взрывного разрушения.

Таблица 7.21.

Показатели одновременного взрывания зарядов в скважинах, пробуренных на высоту двух уступов на карьерах железорудных горнообогатительных комбинатов

Карьер	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову	Число скважин	Суммарная высота уступов, м	Расстояние между рядами скважин, м	Расстояние между скважинами в ряду, м	Величина перебура, м
ЦГОК	6-10	56	37*	8,2	8,5	3
	6-12	133	30	9,5	8,0	3
ИнГОК	6-12	105	24	9,0	9,0	2
	6-12	66	25	9,0	9,0	2
	6-12	161	20	9,0	9,0	2
	8-12	119	23	10,0	11,0	3

Продолжение табл. 7.21

Карьер	Масса заряда скважин, кг	Число рядов скважин	Общая масса ВВ, кг	Взорванный объем горной массы, м^3	Удельный расход ВВ, кг/м^3	Выход руды с 1 м скважины, м^3
ЦГОК	1080	6	60700	144300	0,42	64,5
	908	5	303000	303000	0,40	69,1
ИнГОК	1050	5	110000	204000	0,538	74,8
	1170	3	77400	133500	0,578	75,0
	700	9	113000	261000	0,433	73,7
	1050	6	125000	301000	0,416	97,3

* Одновременный взрыв на высоту трех уступов

Таблица 7.22.
Параметры взрывных работ на некоторых предприятиях открытой добычи

Предприятие	Порода	Высота уступа H, м	Диаметр зарядов $d_{зар}$, мм	Глубина скважин $l_{скв}$, м
Разрез Ангренский ПО Средазуголь	Галечники, горельник, известняки, песчаники	8—17	110—270	10—19
Разрезы ПО Экибастузуголь	Уголь, алевролиты, аргиллиты, песчаники	От 5-6 до 20-25	От 160 до 220	От 6-7 до 22-27
Каджаранский карьер ЗММК	Диабазы, порфириты, вторичные кварциты	15	243	От 17,5 до 18
Разрез Сафроновский ПО Востсибуголь	Песчаники, алевролиты, аргиллиты	6—32	160 и 214	6—34
Сорский молибденовый комбинат	Биотит роговообманковый, диорит	15	269	17
Жирекенский комбинат	Биотит, гранит	11	243	13,5
Разрез Нерюнгринский ПО Якутуголь	Песчаники, уголь	8—15	244, 269, 320	От 10 до 18
Разрез Красногорский АО Южный Кузбасс	Песчаник крупноблочной структуры	20	220	22—23

Продолжение табл. 7.22

Предприятие	Сетка скважин $a \times b$, м	Удельный расход ВВ q, кг/м^3	Количество рядов скважин	Обводненность скважин, м
Разрез Ангренский ПО Средазуголь	От 3×4 до 9×10	От 0,25 до 1,1	От 1—2 до 5—6	От 0 до 9—10
Разрезы ПО Экибастузуголь	От 3×4 до 7×8	От 0,10—0,20 до 0,8—0,9	От 1-2 до 6-7	От 0 до 12-14
Каджаранский карьер ЗММК	6,5×6	0,6	3	0
Разрез Сафроновский ПО Востсибуголь	От 4×4 до 9×9	От 0,4 до 0,7	3 — 6	От 0 до 10
Сорский молибденовый комбинат	6,5×6,5	0,67	10 (средний)	0
Жирекенский комбинат	7×7	0,73	6 (средний)	4—9
Разрез Нерюнгринский ПО Якутуголь	От 7×7 до 8,5×8,5	От 0,35 до 0,89	До 10	От 0 до 6
Разрез Красногорский АО Южный Кузбасс	От 5×5,5 до 5×6	От 0,84 до 1,19	4—5	От 2 до 5, в отдельных случаях до 10

Таблица 7.23.
Сравнительные показатели отбойки вертикальными и наклонными скважинными зарядами на Гайском ГОКе

Показатели	Карьер N° 1	Карьер N° 2	Рудник
Число взрывов	87/69	55/38	142/107
Протяженность взорванных скважин, м	83093/67720	27500/22394	110591/90115
Объем взорванной горной массы, тыс м^3	2830,4/2115,7	1027,6/784,3	3858,0/290,0
Выход горной массы на 1 м скважины, м^3	32/29	38/35	35/32
Производительность экскаваторов, м^3/смену	760/690	910/750	820/710
Примечание. Над чертой — наклонные, под чертой — вертикальные скважинные заряды			

7.6. Метод шпуровых и камерных зарядов

7.6.1. Метод шпуровых зарядов

Шпуровой метод применяют при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности месторождения полезного ископаемого, добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, 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. Вертикальные, наклонные или горизонтальные (слабонаклонные) шпуры диаметром 32-70 мм и глубиной до 3-5 м на карьерах бурят ручными или установленными на легких каретках бурильными молотками.

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.

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

$$Q = qaHW,$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3; H — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м; W — сопротивление 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 формулу определения заряда вводят поправочный коэффициент k_W, значения которого приведены ниже:

W	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3
k_W	1,0	1,15	1,37	1,8	2,4	3,5	5,4	8,8

7.6.2. Метод камерных зарядов

Камерные заряды применяют весьма редко при высоте уступа не менее 15 м, при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа.

Для камерных зарядов расчетную ЛНС принимают равной (0,75-0,95) высоты уступа; расстояние между зарядами $(0{,}8\text{-}1{,}4)W$.

Массу камерного заряда, предназначенного для рыхления массива, обычно определяют по формуле для сосредоточенных зарядов:

$$Q = qk_{вз}W,$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3; W — расчетная ЛНС, м; $k_{вз}$ — коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов, вводится в расчет при коэффициенте сближения меньше 1,25 и вычисляется по формуле:

$$k_{вз} = 0{,}5\left(1 + \frac{m_ф}{m_р}\right),$$

где $m_ф$ и $m_р$ соответственно фактический и расчетный коэффициенты сближения зарядов.

Масса зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого

ряда увеличивается 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 (1,6-2,0) Н, а высота в пределах (0,7-0,8) Н.

Взрывы камерных зарядов на выброс и сброс рассчитывают по формуле М. М. Борескова ($Q = f(n)qW^3$).

При $W > 25$ в формулу М. М. Борескова вводится поправочный коэффициент $\sqrt{W/25}$, предложенный Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром.

Размеры выемки в свету поверху $B_в$ и понизу $B_н$ при взрывах на выброс определяются по формулам:

$$B_в = 2nW + b(m\text{-}1);$$

$$B_н = b(m\text{-}1),$$

где m — число рядов зарядов; b — расстояние между зарядами в ряду,

$$b = 0{,}5W(n + 1).$$

Расчетный удельный расход ВВ принимается по табл. 7.2.

Взрыв на выброс обычно производится с дву- или односторонним размещением выброшенной породы.

7.6.3. Контурное взрывание

Контурное взрывание скважин применяется для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров скальных пород при их выходе на проектный контур и весьма широко в гидротехническом строительстве, где допускаются минимальные нарушения стенок каналов и мест врезки в берега собственно плотин. 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 заряжаются гирляндами рассредоточенных зарядов.

Расчеты показывают, что расстояние между зарядами должно быть $a = (4{,}5 \div 9)d$ (d — диаметр скважины). 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 рекомендуется формула Гидроспецстроя:

$$Q = 22\, dk_з k_у,$$

где d — диаметр скважины, мм; $k_з$ — коэффициент зажима, при полном зажиме (оконтуривание котлована) $k_з = 0{,}25$, при оконтуривании на уступе при числе рядов скважин больше трех $k_з = 1{,}0$, при числе рядов скважин до трех $k_з = 1{,}1$; $k_у$ — коэффициент геологических условий, при отсутствии ярко выраженной трещиноватости $k_у = 1{,}0$, при угле между плоскостью господствующей системы трещин и линией оконтуривания 90° $k_у = 0{,}9$, при угле 20-70° $k_у = 0{,}85$, при совпадении плоскостей трещин с линией оконтуривания $k_у = 1{,}15$.

Заряд в 1 м скважины принимают равным (кг/м):

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. 7.24.

Основные результаты, достигнутые на карьерах по добыче цветных металлов по заоткоске уступов скважинами диаметром 105 мм, приведены в табл. 7.25.

При методе завершающего контурного взрывания коэффициент сближения сква-

Таблица 7.24.

Параметры расположения зарядов для метода предварительного щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ аммонит 6ЖВ) (по данным Гидроспецпроекта)

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
		см	в диаметрах 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
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

Таблица 7.25.

Результаты внедрения предварительного щелеобразования на карьерах по добыче цветных металлов

Карьер	Порода			Параметры БВР при заоткоске			Увеличение угла откоса уступа, градус
	Размер блоков, м	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Акустическая жесткость, $A \cdot 10^6$ кг/(м^2 с)	Расстояние между скважинами, м		Заряд, кг/м	
				щели	вспомогательного ряда		
Учалинский	0,4—1,4	8—12	5—13	0,9—1,8	2—3	0,2—1,5	5—10
Гайский	0,4—1,4	6—14	5—15	0,3—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Сибайский	0,4—1,4	8—16	5—16	0,9—1,5	2—3	0,2—1,5	5—10
Коунрадский	0,4—2,5	6—12	5—13	1,3—1,5	3—4	1,8—2,0	5—10
Сорский	0,1—1,5	9—16	5—12	2,0—3,0	—	1,5—2,0	7—10
Карагайлинский	0,4—2,0	2—20	5—16	1,5—3,5	—	0,2—2,0	7—10

Таблица 7.26.
Параметры БВР при завершающем контурном взрывании

С забойкой				Без забойки			
d, мм	a, м	W, м	p, кг/м	d, мм	a, м	W, 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	1,0	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	2,0	2,7	1,4
				150	2,4	3,2	2,0
				200	3,0	4,0	3,0

жин или шпуров контурного ряда должен быть не больше 0,75. При взрывании на карьерах этот метод применяется в сильнотрещиноватых породах при удельном расходе ВВ $q \le 0{,}5$ кг/м^3.

Рекомендуемые параметры расположения скважин приведены в табл. 7.26.

Окончательные параметры контурных зарядов уточняются на основе опытных взрывов и последующими наблюдениями за состоянием откосов уступов.

7.7. Сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов взрывчатых веществ

7.7.1. Сейсмическое действие взрыва

Деформации и разрушение сооружений, расположенных на одинаковых по своим свойствам грунтах, происходят в случае, когда скорость v колебаний превышает некоторое критическое значение $v_{кр}$.

Допустимая скорость колебаний грунта выбирается из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах повреждений или накопления открытых деформаций (табл. 7.27).

При проведении многократных взрывов вблизи одних и тех же охраняемых объектов безопасное расстояние должно быть увеличено в 2 раза.

Основные методы снижения сейсмического действия взрыва — применение замедленного и короткозамедленного взрывания (КЗВ). При замедленном взрывании (если время замедления свыше 1 с) сейсмическое действие взрывов рассчитывается независимо для каждой группы зарядов. При КЗВ с замедлениями 20 мс и больше суммарная масса заряда не ограничивается, если масса заряда в группе не превышает 2/3 массы заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании.

Для расчета радиуса $R_{со}$ сейсмоопасной зоны при КЗВ отдельных зарядов с интервалом замедления между группами не менее 20 мс рекомендуется использовать формулы треста Союзвзрывпром:

в случае однократного взрыва

$$R_{со} = 10\sqrt[3]{Q/N};$$

в случае многократных взрывов

Таблица 7.27.
Предельно допустимые скорости колебаний грунта в основании некоторых сооружений при много- и однократных воздействиях

Сооружение	Допустимая скорость колебаний, см/с, при взрывах	
	многократных	однократных
Крупнопанельные жилые здания; ветхие каменные здания; исторические и архитектурные памятники	11,5	3
Жилые и общественные здания всех типов, кроме крупнопанельных; административно-бытовые и промышленные здания, имеющие деформации; котельные	3	6
Административно-бытовые и промышленные здания промплощадки; высокие трубы; железнодорожные тоннели, транспортные эстакады	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; гидротехнические тоннели, шахтные копры башенного типа с металлическим карнизом и навесными панелями	12	24
Легкие деревянные здания	5	10
Лечебные и детские учреждения (сады, ясли и др.)	1	—
Здания, стоящие на оползнях или просадочных грунтах	1	—

$$R_{см} = 29\sqrt[3]{Q/N},$$

где N — число групп, на которые замедлениями разделен суммарный заряд Q при условии $N \geq 2$.

7.7.2. Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения

Ударная воздушаня волна (УВВ) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося со сверхзвуковой скоростью. Расширяющиеся продукты взрыва сжимают окружающий воздух, причем в каждый момент времени сжатым оказывается лишь воздух, находящийся в определенном объеме. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущенного, представляет собой фронт ударной волны.

Ударная воздушная волна движется за счет первоначально полученной кинетической энергии. Чем больше давление на фронте волны, тем больше ее скорость. При своем движении УВВ теряет первоначально полученную энергию за счет необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется, а также за счет увеличения объема воздуха, вовлекаемого волной в движение по мере ее распространения. Поэтому с удалением УВВ от места ее возникновения давление на фронте волны падает. На расстоянии около $100\ R_0$ от центра взрыва скорость фронта волны приближается к скорости звука.

При прогнозировании избыточного давления на фронте слабых УВВ на земной поверхности (табл. 7.28) можно пользоваться формулами треста Союзвзрывпром:

для наружных зарядов

$$\Delta p = (5{,}3 \pm 2{,}4)\ k_м \left(\sqrt{\frac{Q}{r}}\right)^{1,5} 10^5;$$

Таблица 7.28.
Периоды собственных колебаний и разрушающего избыточного давления для некоторых конструкций и сооружений

Конструкция	Период собственных колебаний T_o, с	Разрушающее избыточное давление, МПа 10^{-1}
Железобетонная стенка толщиной 0,25 м	0,015	280—350
Кирпичная стенка толщиной 0,24—0,37 м	0,01—0,015	25—56
Перекрытия по деревянным балкам	0,3	10—16
Обшивка деревянных панелей сборных домов	—	7—14
Легкие перегородки	0,07	5
Застекление	0,02—0,04	2—5
Оборудование массой до 1 т (вентиляторы, лебедки)	—	40—60
Вагонетки, расположенные к центру взрыва		
торцовой стороной	—	140—170
боковой стороной	—	45—75
Проходческие машины	—	140—250
Воздухопроводы	—	15—35
Электросеть	—	35—42

для скважинных зарядов рыхления

$$\Delta p = (5{,}3 \pm 2{,}4)\, k_м k_з \sqrt{n}\, (23\frac{d}{r})^{1,5}\, 10^5,$$

где $k_м$ — коэффициент, учитывающий влияние метеоусловий на интенсивность УВВ; $k_з$ — коэффициент, учитывающий влияние забойки скважин на интенсивность УВВ, при полном заполнении скважины ВВ до устья $k_з = 1$, при длине забойки до $20d$ $k_з = 0{,}4$; d — диаметр скважины, м; n — число одновременно взрываемых скважинных зарядов.

Радиус зоны разрушения в зависимости от массы заряда

$$r_р = kQ^n,$$

где k — опытный коэффициент, учитывающий свойства разрушаемых объектов, энергетические характеристики ВВ; n — показатель степени, зависящий от характера передачи энергии взрыва через среду.

Расстояние, на котором снижается интенсивность воздушной волны взрыва на земной поверхности, рассчитывается по формулам:

$$r_в = k_в \sqrt{Q};$$

$$r_в = k'_в \sqrt[3]{Q},$$

где $k_в$ и $k'_в$ — коэффициенты пропорциональности, значения которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от характера повреждения (табл. 7.29).

Радиус зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека,

$$r_ч = 15 \sqrt[3]{Q}.$$

Такблица 7.29.

Коэффициенты $k_в$ и $k'_в$ для расчета расстояний, безопасных по действию УВВ при взрыве

Степень повреждения	Возможные повреждения	Открытый заряд			Заряд, углубленный на свою высоту			n=3
		$Q_т$	$k_в$	$k'_в$	$Q_т$	$k_в$	$k'_в$	
1	Отсутствие повреждений	<10 >10	50—150 —	— 400	<20 >20	20—50	— 200	3—10 —
2	Случайные повреждения застекления	<10 >10	10—30 —	— 60—100	<20 >20	5—12 —	— 50	— 1—2
3	Полное разрушение застекления Частичные повреждения рам, дверей, нарушение штукатурки и внутренних легких перегородок	<10 >10	5—8 —	— 30—50	— —	— 2—4	— —	— 0,5—1
4	Разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, бараков, сараев и т п	—	2—4	—	—	1—2	—	Разрушение в пределах воронки
5	Разрушение малостойких каменных и деревянных зданий, опрокидывание железнодорожных составов	—	1,5—2	—	—	0,5—1	—	—

Примечание Взрыв в воде на глубине, меньшей 1,5 высот заряда, следует рассматривать как взрыв от крытого заряда

Для расчета радиуса опасной зоны при взрывах скважинных зарядов рыхления (первая степень безопасности) можно воспользоваться формулой треста Союзвзрывпром:

$$r_в = k_{заб} k_м d \sqrt[3]{n},$$

где $k_м$ — коэффициент метеусловий, для зимы $k_м = 3$, для остальных сезонов $k_м = 2$; d — диаметр скважины, м; n — число мгновенно взрываемых скважин; $k_{заб}$ — коэффициент забойки, его значение приведено ниже.

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда)	0	5	10	15
$k_{заб}$	3000	2000	600	400

При взрывах на земной поверхности наружных зарядов вблизи охраняемых сооружений безопасное расстояние $r_в = q_0 \sqrt[3]{Q^2}$.

Границы опасной зоны для людей на открытой местности устанавливаются проектом с учетом местных условий, но должны быть не менее следующих расстояний (м), регламентированных Едиными правилами безопасности:

Метод наружных зарядов	300
Метод шпуровых зарядов	200
Метод скважинных зарядов	200
Метод котловых скважинных зарядов	300
Метод камерных зарядов	300
Метод рукавов	200
Простреливание шпуров	50
Простреливание скважин	100

7.7.3. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения

Низкая эффективность взрыва может быть получена из-за неправильного выбо-

Таблица 7.30.
Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

Результат взрыва	Причина	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный расход ВВ	Увеличить расход ВВ
	Низкое расположение заряда в скважине (недостаточный заряд в каждой скважине)	Расширить сетку скважин, увеличить заряд в скважине, рассредоточить заряды
	Недостаточная мощность применяемого ВВ	Заменить ВВ на более мощное
	Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильный интервал замедления	Изменить последовательность взрывания зарядов и интервал замедления
	Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудновзрываемых породах)	Уменьшить диаметр скважин
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважины	Завышенный расчетный удельный расход ВВ	Уменьшить расход ВВ, увеличить длину забойки
	Недостаточный интервал замедления	Увеличить интервал замедления
	Неправильная последовательность замедления	Изменить последовательность взрыва зарядов
Образование порогов в подошве уступа	Недостаточный перебур скважин	Увеличить перебур скважин
	Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин	Применить ВВ повышенной мощности
	Применение в обводненных скважинах неводоустойчивых ВВ	Применить водоустойчивое ВВ
	Завышена величина СПП	Приблизить скважиины к верхней бровке уступа, применить скважины большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины
Образование козырьков	Чрезмерная величина забойки в скважине	Увеличить заряд в скважине, применить рассредоточенные заряды
Повышенный развал горной массы	Повышенный расчетный удельный расход ВВ	Уменьшить удельный расход ВВ
	Значение СПП недостаточно для данного диаметра скважин	Увеличить СПП

ра расчетного расхода ВВ, параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и схемы коммутации взрыва отдельных зарядов (табл. 7.30). При этом происходят повышенный выход негабарита, усиленный выброс породы на верхнюю бровку, образование порогов в подошве уступа и козырьков на верхней его бровке, а также заколов массива за линию скважин, увеличенного развала взорванной породы.

Указанные факторы существенно снижают эффективность всех последующих процессов добычи (погрузки, транспортирования, первой стадии механического дробления).

7.8. Механизация взрывных работ на земной поверхности

7.8.1. Общие сведения

Комплексная механизация взрывных работ представляет собой систему рационально подобранных и взаимосвязанных машин, устройств и приспособлений, обеспечивающих выполнение всех опера-

ций, обусловленных технологическим процессом производства взрывных работ:

погрузочно-разгрузочных, складских и транспортных на складах ВВ;

на пунктах подготовки и загрузки ВВ в зарядные машины;

по заряжанию и забойке скважин.

7.8.2. Машины и механизмы для погрузочно-разгрузочных работ

Для механизации погрузочно-разгрузочных, складских и транспортных работ в зависимости от вида поставки ВВ применяются электропогрузчики, дизельные и автопогрузчики (табл. 7.31), мостовые электрические краны.

Для эффективного использования погрузчиков максимальное расстояние транспортирования не должно превышать 500 м.

В табл. 7.32 приведены примерные варианты погрузочно-доставочных комплексов, рекомендуемых КазПТИ, для различных условий их эксплуатации.

7.8.3. Оборудование для растаривания ВВ

Растаривание ВВ производится либо на стационарных механизированных растарива-

Таблица 7.31.
Техническая характеристика погрузчиков

Показатели	Электропогрузчики			Автопогрузчики	
	4004	ЭПВ612	ЭПВ614	4022	4013
Грузоподъемность, т	0,75	1,25	1,5	2,0	3,2
Высота подъема вил, мм	1600	2750	1500	2800	2800
Скорость передвижения, км/ч	8,5	7	7	10	8
Наименьший радиус поворота по наружному габариту, мм	1550	2100	2100	2200	3700
Габариты, мм					
длина с вилами	2400	2010	2010	3350	4850
ширина	910	1030	1030	1450	2350
высота	1445	2100	1480	2100	2600
Общая масса погрузчика, т	1,74	2,85	2,8	5,2	7,9

Таблица 7.32.
Погрузочно-доставочные комплексы

Индекс	Рекомендуемый комплекс	Число механизмов	Область применения	
			расстояние перевозки, м	расход ВВ на взрыв, т
К1	ЭПВ-1-612	2	50–150	70–100
К2	ЭПВ-1-612,	3	250–500	160–200
	АП 2 4022	1		
К3	ЭПВ-1-612,	4	50–250	200–340
	АП-2-4022	1		
К4	ЭПВ-1-612,	2	50÷500	50÷60
	автомобиль (5т)	1		

Таблица 7.33.
Технико-экономические показатели растаривающих установок 1МРП и МПР-30 (по НИИОГРу)

Показатели	Растаривающая установка	
	1МРП	МПР-30
Максимальная производительность (расчетная):		
часовая, т/ч	25	30
сменная, т/смену	120	150
Число рабочих, обслуживающих машину, чел	1	2

ющих пунктах (МРП), либо с помощью передвижных установок МПР-30 (табл. 7.33).

Стационарные механизированные растаривающие пункты (МРП) включают операции по расформированию пакетов, растариванию ВВ из мешков или контейнеров, при необходимости по дроблению слежавшихся кусков, загрузке ВВ в зарядные машины.

Передвижные установки МПР-30 позволяют механизировать операции по растариванию ВВ, поставляемых в мешках, и загрузке растаренного ВВ в смесительно-зарядные машины. Установка МПР-30 монтируется на шасси автомобиля КрАЗ-256 (в качестве шасси могут быть использованы с небольшими переделками и другие автомобили подобного типа).

Установки 1МРП рекомендуются при значительных (>2000 т) годовых объемах грузопереработки ВВ; МПР-30 наиболее эффективно применять на разрезах с расходом ВВ, равным 1500-2000 т/год.

7.8.4. Оборудование для приготовления взрывчатых веществ на месте их применения

На крупных карьерах или на участке специализированной организации, ведущей взрывные работы на группе карьеров (по типу объединения Северовостокзолото), с большим объемом потребления ВВ создаются стационарные пункты их приготовления.

В настоящее время игданит является основным типом ВВ, используемым для разработки россыпей Северо-Востока Российской Федерации. Доля его превышает 60 % общего объема потребления ВВ в этом регионе.

Схема дозирования жидкого горючего компонента (ДТ) при изготовлении игданита на агрегате ИСИ-2 следующая. На нагнетательной ветви магистрали жидкого горючего компонента от шестеренного насоса устанавливаются дроссель подачи жидкого компонента и обратный клапан. Для контроля за расходом жидкого горючего компонента в системе его подачи предусматривается установка двух дозаторов, оборудованных соответствующей запорной арматурой.

Из накопительной емкости жидкий компонент самотеком поступает через входные клапаны в дозаторы, после этого входные краны устанавливают в закрытое положение. Подачу жидкого компонента в смесительный шнек ИСИ-2 через распылительную форсунку осуществляют установкой одного из кранов дозатора в открытое положение с последующим включением насоса. Расход жидкого горючего компонента устанавливается с помощью дросселя, при этом избыточное количество его возвращается через обратный клапан в работающий дозатор. Непрерывное дозирование обеспечивается переменной работой дозаторов посредством переключения одного на другой после опорожнения работающего.

Стационарные пункты по производству бестротиловых ВВ простейшего состава

(игданит, гранулиты УП), разработанные институтом Сибгипрошахт и ИГД им. А. А. Скочинского, включают:

1. Линию подготовки гранулированной АС, состоящую из механизированного склада для бестарного хранения АС, обеспечивающего самотечную ее разгрузку из железнодорожных вагонов-хопперов в отсеки; галереи для размещения и обслуживания ленточных конвейеров для АС; здания приготовления ВВ с тремя комплектами технологического оборудования; эстакады с погрузочными бункерами ВВ;

2. Линию подготовки дисперсного компонента, состоящую из механизированного склада для дисперсного компонента; эстакады приемного бункера и транспортирующего устройства для дисперсного компонента;

3. Линию подготовки жидких горючих компонентов (нефтепродукты), состоящую из емкостей для хранения, трубопроводов для их транспортирования в здание приготовления ВВ.

Производственная мощность стационарных комплексов 10-50 тыс. т/год.

В технологическом процессе приготовления бестротиловых ВВ ручной труд составляет 5 %, механизированный 95 %.

Процесс механизации приготовления и использования эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) состоит из двух самостоятельных циклов: подготовки компонентов ЭВВ; смешения компонентов и заряжания готовыми ЭВВ взрывных скважин.

Технологический процесс получения эмульсионных ВВ включает: подготовку раствора аммиачной и натриевой селитры; подготовку смеси нефтепродукта и эмульгатора; получение эмульсии; получение ЭВВ.

Установка по производству порэмита, созданная институтом Союзхимпроэкт (г. Казань) по технологии, разработанной НПО "Кристалл" (г. Дзержинск), включает аппарат для приготовления раствора окислителя, три емкости с погружными насосами для перекачки растворов, предварительный смеситель, аппарат эмульгирования, смеситель, аппараты для приготовления натриевой селитры, смеси нефтепродуктов и раствора газогенератора, винтовой и центробежный насосы, циклон и бункер с дозатором.

При работе в одну смену стандартная установка обеспечивает выпуск порэмита до 10 тыс. т/год. Для карьеров (разрезов), где потребность в порэмите превышает 25-30 тыс. т/год, используется оборудование соответствующей производительности. При потребностях до 35 тыс. т/год схема компонуется с применением малогабаритного оборудования.

Технология приготовления взрывчатых веществ на модульных установках заключается в приготовлении взрывчатых веществ из невзрывчатых компонентов на местах их применения в специальных модульных системах. Они представляют собой набор функциональных модулей, легко собираемых в технологическую линию и не требующих специальных трудоемких подготовительных работ.

Институтом горного дела им. А. А. Скочинского разработана, изготовлена и запущена в производство модульная установка УМВВ-20Г для приготовления простейших бестротиловых ВВ — гранулитов УП, игданита и т.п.

Установка содержит модули — подготовки аммиачной селитры (АС) и угольного порошка (УП), смешения компонентов, гидроагрегатов, управления и модуль-накопитель АС (2 шт.).

Техническая характеристика установки УМВВ-20Г

Производительность, $м^3$/ч	15-20
Установленная мощность, кВт	428
Габариты, мм	8500×8500×8500
Численность обслуживающего персонала, чел/смену	3
Масса, т	50

Технологические операции установки: растаривание и измельчение АС; измельчение УП; смешение компонентов; загрузка ВВ в транспортно-зарядную машину.

Скважины заряжаются любыми зарядными машинами, допущенными для работы с сыпучими и гранулированными взрывчатыми веществами.

СП Нитро-Сибирь при участии ИГД им. А. А. Скочинского разработали установки в модульном исполнении для производства эмульсионных ВВ-сибиритов:

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 5000 т/год ЭВВ при односменной работе;

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 10000 т/год ЭВВ при двухсменной работе;

стандартизированный контейнерный модульный завод для производства 25000 т/год ЭВВ при двухсменной работе;

блок-модуль смесительно-зарядной машины МЗВ-8 (СЗМ-8), устанавливаемый на шасси автомобиля КрАЗ-256Б (грузоподъемность 8 т), и МЗВ-20 на шасси БелАЗ-7522 (грузоподъемность 20 т) для транспортирования эмульсии ЭВВ, ее сенсибилизации и закачки в скважину.

Основное оборудование установки размещается в контейнерах. На площадке выполняется строительство фундамента для модулей, монтируемых и подключаемых к источникам воды, пара и электроэнергии.

Модули монтируются отдельными блоками: подготовки сырья; технологический и энергетический; хранения и подготовки газогенерирующей добавки (ГГД); введения алюминиевого порошка в эмульсию.

7.8.5. Оборудование для заряжания, осушения и забойки скважин

Машины для заряжания скважин являются одним из основных средств, обеспечивающих комплексную механизацию работ по загрузке, доставке, дозировке и заряжанию ВВ. Основные параметры и типоразмеры машин для заряжания скважин гранулированными, водосодержащими и эмульсионными ВВ заводского и местного изготовления приведены в табл. 7.34.

Выбор типа машины и схемы механизированного заряжания зависит от ассортимента и объема расхода ВВ на один массовый взрыв, расстояния транспортирования и технологии взрывных работ.

Для приготовления, доставки, заряжания водосодержащих ВВ на основе горячего раствора окислителя (ГЛТ, карбатолы, ифзаниты) создана машина "Акватол 1У". Она обеспечивает приготовление водосодержащих ВВ непосредственно в бункере-смесителе, а также приготовление горячего раствора окислителя "острым паром", что исключает сооружение на месте работ стационарного пункта. Машина смонтирована на базе автомобиля КрАЗ-256Б1.

Техническая характеристика смесительно-зарядной машины "Акватол 1У"

Грузоподъемность, т	10,0
Вместимость, $м^3$	
бункера-смесителя	8
смесителя-дозатора	0,6
рубашки бункера-смесителя	0,5
бака для раствора структирующего агента	0,14
Производительность заряжания, кг/с, не менее	14
Зарядный рукав	
длина, м	10 и 30
диаметр, мм	66
Масса машины с грузом ВВ, кг	23500

Институтом Гипроникель создана аналогичной конструкции смесительно-зарядная машина "Акватол-3" на базе большегрузного автосамосвала БелАЗ.

Для работ на горных предприятиях и строительных объектах с объемом потребления до 500 т/год ВВ используются зарядные машины типов ЗШ-120, ЗШ-400 и ЗШ-1200, созданные для подземных рудников.

Основное назначение *осушающих машин* — удаление воды из взрывных скважин с любой степенью обводненности и создание тем самым условий применения неводоустойчивых гранулированных ВВ для дробления обводненных массивов.

Скважины с проточной водой, когда уровень ее быстро восстанавливается после откачки, следует заряжать только абсолютно водоустойчивыми ВВ (гранулотол, алюмотол, эмульсионные ВВ). Возможно заряжание таких скважин и менее водоустойчивыми ВВ с условием гидро-

Таблица 7.34.
Техническая характеристика смесительно-зарядных машин

Показатели	МЗП-6	МЗ-3А	МЗ-3Б	МЗ-4А	МЗВ-8* (СЗМ)	МЗВ-20*
Грузоподъемность, т	6	10	10	25	8	20
Производительность, кг/мин	250—300	300	600	500	250—300	250—300
Подача ВВ в скважину	Сжатым воздухом		Шнеком		Насосом	
Численность обслуживающего персонала, чел.	2	2	2	1	2	2
Характеристика заряжаемого ВВ	Сухие		Гранулированные		Эмульсионные	
Завод-изготовитель	Карпинский машиностроительный завод					

* Опытные образцы

изоляции их в шлангах (рукавах) из полимерных материалов.

Основные типы осушающих машин и их технические характеристики приведены в табл. 7.35.

Из указанных машин серийно изготовляется лишь осушающая машина УОС-250. Машины МО-1 и НИИКМА изготовляются только по индивидуальным заказам.

Для механизации забоечных работ используется три типа машин: ЗС-1М, ЗС-2М, выполняющие забойку скважин привозным забоечным материалом, и 2МЗШ

Таблица 7.35.
Техническая характеристика осушающих машин

Показатели	УОС-250	МО-1	Машина НИИКМА
База машины	ГАЗ-6602	МАЗ-509А	БелАЗ-540А
Производительность, скважин/смену	120—150	До 200	150—160
Осушаемые скважины:			
глубина, м	25	23	До 40
диаметр, мм	220—230	160—220	160—220
Способ осушения скважин	Погружной	Воздух+сульфанол	Воздух+алкисульфат натрия
Привод установки	Гидронасос	Компрессор	
Тип привода	12Г1223	ДК9М	6ВКМ
Производительность, м³/мин	—	10	25
Габариты установки, мм	5655×2340×2650	6940×2700×3800	7260×3480×3900
Завод-изготовитель	Карпинский машзавод	РМЗ концерна Кузбассразрезуголь	ЭММ Михайловского ГОКа

на базе погрузчика ТО-30, выполняющая забойку скважин буровой мелочью.

Техническая характеристика забоечных машин ЗС-1М и ЗС-2М приведена ниже

Забоечная машина	ЗС-1М	ЗС-2М
Производительность, кг/мин	1700	1700
Грузоподъемность, т	5	11
Диаметр скважин, в котором размещается забойка, мм	190	190
Число бункеров	1	2
Вместимость бункера, м³	4	4,4
Масса машины без груза, т	8,3	12,5
Завод-изготовитель	Карпинский машзавод	

Фактическая производительность машин ЗС-1М и ЗС-2М зависит от расстояния транспортирования забоечного материала. Производительность машин типа 2МЗШ, использующих для забойки скважин буровую мелочь, оставляемую возле скважины, зависит только от сменного объема забоечных работ (табл. 7.36).

Для механизации процесса забойки скважин целесообразнее оснащать рабочий парк машинами 2МЗШ, которые исключают в технологическом процессе затраты времени на загрузку и доставку забоечного материала к месту работы.

7.9. Вторичное дробление негабарита

7.9.1. Взрывные способы вторичного дробления

Дробление негабарита взрывом шпуровых зарядов. При этом способе шпуры бурят глубиной 0,3-0,5 толщины негабарита. Бурение производится легкими бурильными молотками ПР-19, ПР-22 или легкими буровыми каретками на гусеничном или пневмошинном ходу.

Шпуры обычно заряжают во время подготовки массового взрыва и взрывают одновременно с ним. В шпур помещают заряд россыпного или патронированного ВВ, вводят узел детонирующего шнура, вставляют зажигательные трубки или электродетонатор. Детонирующие шнуры от негабаритов подсоединяют к магистрали, которую в свою очередь соединяют с основной магистралью ДШ массового взрыва. Рассчетный удельный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимают 0,2-0,5 кг/м³. С увеличением размеров негабарита расчетный удельный расход ВВ уменьшают.

Дробление негабарита кумулятивными зарядами. Применение кумулятивных зарядов типов ЗКП и ЗКН (табл. 7.37) позволяет в 8-9 раз снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление 1 м³ негабарита. В прессованном заряде ЗКП имеются кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор ДП-1,

Таблица 7.36.
Количество скважин (среднее значение), обрабатываемых забоечными машинами за смену (по НИИОГРу)

Забоечная машина	Расстояние транспортирования, км					
	2,5	5	7,5	10	15	20
ЗС-1М	270/130	185/90	150/70	120/55	85/40	50/26
ЗС-2М	270/140	210/110	180/85	150/70	120/55	85/40
2МЗШ	210/310	210/310	210/310	210/310	210/310	210/310

Примечание. Диаметры скважин над чертой — 216 мм, под чертой — 320 мм

Таблица 7.37.
Кумулятивные накладные заряды, рекомендуемые для дробления негабарита на карьерах

Заряд	Тротиловая шашка	ВВ узла детонации	Общая масса ВВ, г	Основные размеры, мм		Стальная облицовка в кумулятивной выемке	Предельная толщина дробимого куска, м
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ-180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутствует	0,55
ЗКН 260	"	"	260	100	40	"	0,75
ЗКН-500	"	"	500	130	50	"	1,0
ЗКН 1000	"	"	1000	150	75	"	1,2
ЗКН-2000	"	"	2000	190	90	"	1,6
ЗКН-4000	"	"	4000	230	115	"	2,0
ЗКН-25	Прессованная	"	48	48	24	Имеется	0,13
ЗКН-50	"	"	76	58	29	"	0,25
ЗКН-100	"	"	125	90	36	"	0,5
ЗКН-200	"	"	247	100	41	"	0,8
ЗКН-400	"	"	475	125	57	"	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	1229	172	72	"	1,4
ЗКН-2000	"	То же	2179	200	82	"	2,2
ЗКП-4000	"	"	4000	251	105	"	2,8

проволочная скоба для крепления детонирующего шнура.

Применение кумулятивных зарядов для разрушения негабаритов позволяет уменьшить разлет осколков породы и снизить энергию воздушной взрывной волны.

7.9.2. Механические способы вторичного дробления

Крановый бутобой представляет собой установку на базе крана с грузом массой 3-5 т, подвешенным на канате. Для разрушения негабарита груз поднимают на высоту 7-10 м и сбрасывают на негабаритный кусок. Число наносимых ударов может быть 1-4 ударов/мин, при этом кинетическая эиергия падающего груза достигает 400-500 кДж.

Для дробления негабарита созданы различного типа пневмо- и гидропневмобутобои.

Пневмобутобой Б-2М выполнен как навесное оборудование к экскаватору Э-153 и устанавливается вместо ковша. Сжатый воздух подается от передвижных компрессоров ДК-9.

Техническая характеристика пневмобутобоя Б-2М

Энергия единичного удара, кДж	1100
Частота ударов, мин ^{1}	600
Ударная мощность, кВт	11,0
Расход воздуха, м^3/мин	15,0
Масса пневмобутобоя, кг	300

Целесообразно применение пневмобутобоев на перегрузочных пунктах при циклично-поточной технологии разработ-

ки, где требуется дробить значительное количество негабаритов мелких фракций.

7.9.3. Электрофизические способы вторичного дробления

Разрушение негабаритов токами высокой частоты. При использовании высокочастотной электромагнитной энергии возможны два способа разрушения негабаритов — тепловым пробоем и неравномерным диэлектрическим нагревом.

Способ теплового пробоя применим для разрушения полупроводящих пород, а способ неравномерного диэлектрического нагрева — для разрушения горных пород-диэлектриков. Используя частоты 70-300 кГц, установкой мощностью 30-100 кВт выполняют тепловой пробой железистых кварцитов при расстоянии между электродами до 2 м. Масса разрушаемых негабаритов до 40 т. Продолжительность теплового пробоя 10-60 с.

В промышленных условиях испытаны самоходные на автомобиле ЗИЛ-150 установки ИГД им. А. А. Скочинского, производительность которых в условиях карьера ЮГОКа достигала 12-15 м^3/ч. Среднее время разрушения 1 т руды на габаритные куски составило 40-60 с. Расстояние между электродами 0,5-1,5 м.

Разрушение негабаритов токами промышленной частоты. При дроблении негабаритов таким способом напряжение подводится с помощью двух графитовых электродов, расположенных на расстоянии 40-80 мм. В зоне между электродами происходит электрический пробой и образуется разогревающийся канал электрического тока, который вызывает термоупругие напряжения, разрушающие негабарит.

Для разрушения негабаритов на карьерах применяют установки 2УРН института ВНИПИрудмаш.

Техническая характеристика установки 2УРН

Производительность разрушения, м^3/ч	14
Мощность установки, кВт	100
Номинальное первичное напряжение, В	6000
Частота, Гц	50
Максимальное напряжение, подводимое к негабариту, В	3000
Энергоемкость разрушения, МДж/м^3	16,2

Установка может быть размещена на бульдозере, тягаче, санях. Установку располагают в 4-5 м от негабаритов, с одной позиции при длине кабеля 50 м она обслуживает зону радиусом 45 м. Установка эффективно разрушает негабариты мартитомагнетитовых и хлоритокарбанатомагнититовых роговиков (Кривбасс), негабариты карлитов и пироксенитов с содержанием железа 15-20 % (Качканарский ГОК). Максимальная сменная производительность установки при разделке негабаритов на Ингулецком и Новокриворожском ГОКах составляет 85-90 м^3. Себестоимость разделки 1 м^3 негабарита в 1,5-2 раза ниже, чем при взрывном способе.

7.10. Специальные виды взрывных работ

7.10.1. Взрывание скальных перемычек

Для ликвидации перемычек применяют взрывы: на рыхление с последующей выемкой грунта экскаваторами; на выброс для создания первоначальной прорези, которая расширяется водным потоком; на выброс и рыхление для образования первоначальной прорези и сброса оставшейся части перемычки; на полный выброс, когда удаляется взрывом вся масса породы.

Для бурения скважин в скальных перемычках применяют легкие шарошечные или пневмоударные станки. В грунтовых перемычках скважины бурят шнековыми станками; в каменнонабросных перемычках — с обсадкой металлическими трубами.

При взрывании на рыхление применяют, как правило, вертикальные скважины, для лучшей проработки подошвы их

бурят по сближенной в 1,5 раза сетке скважинами. Расчетная глубина рыхления принимается на 0,5-1 м ниже дна.

У откоса перемычки, подпертого водой, сетка скважин уменьшается до 0,5-0,7 расчетной. Взрывание короткозамедленное, порядное с помощью детонирующего шнура.

Для создания прорези в перемычках взрывом на выброс глубиной не более 4 м следует применять вертикальные скважинные заряды выброса, расположенные в один ряд по ее оси. При глубине более 4 м используют сосредоточенные заряды выброса, размещаемые в скважинах увеличенного диаметра. Требуемый диаметр скважин

$$d \geq \frac{W}{20}\sqrt{1+n^2}.$$

Для полного разрушения перемычки заряды располагают вдоль ее оси в один, два или три ряда. При одно- и двухрядном взрывании принимают показатель действия взрыва $n = 2 \div 3$, при трехрядном — $n = 2{,}5 \div 3$ в среднем и $n = 2 \div 2{,}5$ в боковых рядах.

7.10.2. 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 подбирается 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) зарядов на отрыв блока

$$Q = qV,$$

где q — удельный расход дымного пороха, кг/м^3; V — объем отрываемого блока, м^3.

Для дымного пороха принимается $q = 0{,}05 \div 0{,}3$ кг/м^3. Массу заряда в одном шпуре уточняют опытными взрывами.

Пороховые заряды взрываются с помощью ОШ или электровспламенителя. Инициирующий конец шнура завязывают узлом и на сгибах надрезают. Свободную от заряда часть шпура заполняют забоечным материалом, для этого на порох накладывают небольшой бумажный пыж, поверх которого помещают один-два глиняных пыжа, уплотняемых забойником. Остальную часть шпура над глиной забивают измельченной породой.

В настоящее время дымный порох при добыче штучных блоков из-за его чрезмерной огнеопасности все чаще заменяется детонирующим шнуром, одна или две нити которого помещаются в шпуры и взрываются. Шпуры не добуривают до нижней плоскости монолита на 10 % его высоты.

Рекомендуемое расстояние между шпурами (при условии $l/H = 0{,}9$; $N/(N+2) = 0{,}8$; $l > 0{,}6$ м; $n = 2$; $d_ш \leq 35$ мм) с учетом направления раскола по отношению к слоистости выбирается следующим:

$a = 0{,}18 \div 0{,}21$ м при перпендикулярном расколе и $a = 0{,}4 \div 0{,}45$ м, когда под углом 45°, где l — глубина шпура, м; H — высота монолита, м; N — число шпуров в линии откола; n — число нитей ДШ в шпуре.

При взрывании одной нити в шпуре расстояние между шпурами принимается с коэффициентом 0,6.

Для зарядов из двух нитей рекомендуется следующая минимальная ширина выкалываемого блока с учетом направления раскола по отношению к слоистости:

$B = 1{,}3 \div 1{,}2$ м при перпендикулярном расколе; $B = 1{,}1 \div 0{,}8$ м, когда под углом 45° и $B = 0{,}6$ м при параллельном расколе.

При значениях B меньше указанных, в шпур следует помещать одну нить или чередовать в шпурах заряды из одной и двух нитей ДШ.

Заряды в одной плоскости раскола взрываются одновременно. При необходимости раскола монолита по нескольким параллельным плоскостям следует взры-

вать заряды ДШ в каждой плоскости отдельно или с замедлением не менее 200 мс.

7.10.3. Взрывные работы в стесненных условиях

При сооружении в стесненных условиях котлованов, траншей, планировке площадок возникает необходимость защиты охраняемых объектов от разлетающихся кусков породы, сейсмического действия взрывов.

Наиболее распространенным способом защиты является установка над взрываемой поверхностью специальных укрытий, ограничивающих или предотвращающих разлет кусков породы.

В стесненных условиях применяют шпуровые и скважинные заряды ВВ диаметром до 100 мм.

В настоящее время в практике рыхления мерзлых грунтов и скальных пород в стесненных условиях широкое распространение получили два типа укрытий места взрыва:

1. Газонепроницаемые укрытия из металлических листов, бревенчатых матов, мешков с песком (иногда место взрыва засыпают песком) и т.п.;

2. Газопроницаемые жесткие (решетки, рамы с панцирными сетками и т.д.) и эластичные укрытия (маты из якорных цепей и стальных колец).

По типу конструкции укрытия подразделяют на щитовые, арочные, коробчатые, сетчатые и комбинированные.

При сооружении траншей небольшой ширины (до 4 м) в условиях равнинной местности целесообразней арочные или коробчатые укрытия.

Щитовые укрытия более универсальны по способам их использвания.

Наиболее устойчивы деревянные щиты, выполненные из бревен диаметром более 24 см, уложенных в два слоя. Масса 1,5-2 т. Металлические щиты выполняют в виде стального листа, приваренного к сварной конструкции из двутавров или швеллеров 5 × 1,5 м. Масса отдельного щита 2-2,5 т. В отдельных случаях в качестве щитов можно использовать бракованные плиты железобетонных перекрытий.

Масса (кг) укрытия на 1 м^2 площади определяется по формуле треста Союзвзрывпром:

$$M = k_y W \gamma N_q^{1/3},$$

где k_y — коэффициент, зависящий от типа укрытий, для газонепроницаемых k_y = 0,35, для газопроницаемых $k_y = 0,2$; W — линия наименьшего сопротивления заряда, м; γ — плотность породы, кг/м^3; N_q — относительная масса заряда, равная отношению массы данного заряда Q к массе заряда нормального выброса с той же ЛНС и удельным расходом ВВ $q_н$,

$$N_q = Q/(q_н W^3).$$

Сплошные стальные укрытия до полного разрушения выдерживают до 100 взрывов, цепные — до 500.

Чаще применяют листовые укрытия, преимущества которых подтверждены многолетней практикой.

Институтом Гидроспецпроект установлено, что для устранения действия газообразных продуктов взрыва укрытия следует устанавливать над взрываемым блоком на высоте

$$H_y = 0,2\, qH_р,$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м^3; $H_р$ — глубина рыхления, м.

Для достижения требуемого радиуса опасной зоны по разлету кусков породы необходимо устанавливать щитовое укрытие, чтобы оно перекрывало траекторию разлета кусков, скорость которых превышает допустимую из расчета заданного радиуса опасной зоны. Расстояние от центра крайней скважины до края укрытия ($H_{пер}$) выбирается в зависимости от требуемого радиуса опасной зоны $R_{оп}$, удельного расхода q_c верхней части заряда Q_c и схемы короткозамедленного взрывания.

$$H_{пер} = (W_c + H_y)\, k_{пер},$$

где $k_{пер}$ — коэффициент перекрытия,

$$k_{пер} = A - B^{-1}\frac{R_{оп}}{q_с};$$

A и B — коэффициенты, значения которых приведены ниже.

Схема КЗВ.....	Поскважинная	Врубовая	Порядная
Коэффициенты:			
A....	2,04	2,23	2,35
B...	61,2	62,3	71,3

$q_с$ — удельный расход ВВ верхней части заряда $Q_с$, кг/м^3,

$$q_с = \beta\, l_{заб}\frac{p}{W_с^3},$$

где p — вместимость скважин, кг/м; β — коэффициент, зависящий от свойств ВВ, породы и направления инициирования,

$$\beta = 0{,}43\frac{\sqrt[3]{q}}{A' + B'\dfrac{c}{v_д} - 0{,}21\sqrt[3]{q}}.$$

Коэффициенты A' и B' (табл. 7.38) определяются направлением инициирования и скоростью продольных волн в массиве c, м/с; $v_д$ — скорость детонации, м/с.

При необходимости полностью исключить разлет кусков породы коэффициент перекрытия надо увеличить в 1,2 раза, а высоту подбрасывания ограничить величиной:

$$H_п \le (0{,}3 \div 0{,}6)\, W_с.$$

Таблица 7.38.
Коэффициенты A^1 и B^1

Направление инициирования	$c \le v_д$		$c \ge v_д$	
	A^1	B^1	A^1	B^1
Прямое	1	1	1	1
Обратное	1	0,43	1	2,43

Список литературы

1. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Изд. МГГУ, 1992. с. 515.

2. Справочник взрывника Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др. Под общей ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988

3. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. — М.: Недра, 1982.

4. Буровзрывные работы на угольных разрезах. Под общей редакцией Н. Я. Репина. — М.: Недра, 1987.

5. Единые правила безопасности при взрывных работах — М.: НПО ОБТ, 1992.

8
Экскавация

8.1. Одноковшовые экскаваторы

8.1.1. Одноковшовые карьерные экскаваторы

Одноковшовые экскаваторы используются на карьерах как основное добычное, вскрышное и отвальное оборудование.

Экскаваторы с ковшом вместимостью более 4 м^3 относятся к карьерным. В их типаже приняты следующие обозначения:

ЭКГ — экскаватор электрический, на гусеничном ходу. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 8.1, рис. 8.1); Прямая карьерная лопата используется на мягких, плотных и разрыхленных (полускальных и скальных) породах, при погрузке пород в отвал и транспортные сосуды, установленные на уровне стояния экскаватора или на вышележащем уступе, а также при проходке траншей и на отвальных работах.

ЭШ — экскаватор шагающий. Цифры, стоящие до точки, — номинальная вместимость основного ковша в кубических метрах. Цифры, стоящие после точки, — длина стрелы в метрах (табл. 8.2, рис. 8.2). Драглайн применяется на легких, средней крепости или взорванных крепких породах, как с нижним, так и с верхним черпанием при бестранспортной системе разработки, при работе на отвалах, при переэкскавации горной массы, при погрузке в транспортные сосуды или бункер, при строительстве карьеров и проходке траншей.

ЭГ — экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, прямая лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (табл. 8.3, рис. 8.3, *а*).

ЭГО — экскаватор карьерный гидравлический, на гусеничном ходу, обратная лопата. Цифры, стоящие после дефиса, обозначают вместимость основного ковша в кубических метрах (см. табл. 8.3, рис. 8.3, *б*). Обратная лопата применяется на тех же породах, что и прямая лопата, при черпании ниже уровня его стояния и погрузке в транспортный сосуд, расположенный на нижележащем уступе или на уровне стояния экскаватора и при проходке траншей.

Буквы А, И, М, С, добавленные к названию, обозначают модификации экскаваторов; Ус — экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для погрузки транспорта, расположенного на уровне стояния экскаватора; У — экскаватор с удлиненным рабочим оборудованием для верхней погрузки.

8.1.2. Одноковшовые строительные экскаваторы

Экскаваторы с ковшами вместимостью менее 4 м^3 относятся к строительным. Индекс названия экскаватора состоит из буквенной и цифровой частей. Буквенная: ЭО — экскаватор одноковшовый универсальный. Цифровая состоит из четырех цифр: первая — номер размерной группы, вторая — тип-номер ходового устройства, третья — исполнение рабочего оборудования, четвертая — порядковый номер модели. Буквы, добавленные к названию, означают модификацию модели.

Таблица 8.1.
Техническая характеристика карьерных экскаваторов-механических лопат

Показатели	АО "Ижорские заводы"							ГП "Крастяжмаш"			АО "УЗТМ"				Показатели
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-5У	ЭКГ-8Ус	ЭКГ-15	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-8У	ЭКГ-8,3	ЭКГ-12У	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-4Ус	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	
Вместимость ковша, м^3															Вместимость ковша, м^3:
основного	8	10	5	8	15	12,5	8	8,3	12	17	5,2	4	12	20	основного
сменных	10	8, 12,5	8	12,5	—	—	—	Н.д.	Н.д.	Н.д.	3,2—7	3,2—4,6	10—6	16—30	сменных
Угол наклона стрелы, градус	47	45	45	45	45	45	45	50	45	45	45	45	45	45	Угол наклона стрелы, градус
Длина стрелы A, м	13,35	13,85	Н д	Н д	18	Н д	Н д	34	25,5	18	10,5	Н.д.	Н.д.	17	Длина стрелы A, м
Длина рукояти В, м	11,51	11,37	Н д	Н д	13,58	Н д	Н д	23,0	17,7	13,1	7,8	Н.д.	Н.д.	12,6	Длина рукояти B, м
Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{чу}$, м	12,2	12,6	14,5	13,5	15,6	17,5	20,2	22,0	18	15,6	9,04	10,5	14,3	14,2	Максимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{чу}$, м
Максимальный радиус черпания $R_ч^{max}$, м	18,2	18,4	23,7	19,8	22,6	28	34,0	35,0	28,6	22,6	14,5	15,5	21	23,4	Максимальный радиус черпания $R_ч^{max}$, м
Максимальный радиус разгрузки $R_р^{max}$, м	16,3	16,3	22,1	17,9	20,0	26,0	32,0	33,0	26,8	20	12,65	13,7	18,5	20,9	Максимальный радиус разгрузки $R_р^{max}$, м
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, $H_р$, м	6,1	5,7	9,4	7,7	7,6	9,58	13,2	13,0	9,8	7,8	Н.д.	Н.д.	Н.д.	8	Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, $H_р$, м
Максимальная высота черпания $H_ч^{max}$, м	12,5	13,5	22,2	17,6	16,4	22,0	30,0	30,0	22,6	15,6	10,3	13,25	15	17	Максимальная высота черпания $H_ч^{max}$ м
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, $R_р$, м	15,6	15,4	Н д	Н д	19,5	Н д	Н д	Н.д.	Н.д.	Н.д.	11,8	Н.д.	Н.д.	18,2	Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, $R_р$, м
Максимальная высота разгрузки $H_р^{max}$, м	9,2	8,6	17,5	12,5	10,0	15,8	24,5	26,0	16,4	10,0	6,7	9,2	10	11,5	Максимальная высота разгрузки $H_р^{max}$, м
Радиус вращения кузова $R_к$, м	7,62	7,78	7,78	7,78	10,02	10,02	10,02	Н.д.	Н.д.	Н.д.	5,25	5,6	9,0	10	Радиус вращения кузова $R_к$, м
Ширина кузова, м	6,512	6,512	6,512	6,512	8,04	8,04	8,04	Н.д.	Н.д.	Н.д.	5	Н.д.	Н.д.	10	Ширина кузова, м
Высота экскаватора без стрелы $H_к$, м	6,73	14,6	14,6	14,6	15,4	15,4	15,4	Н.д.	Н.д.	Н.д.	8,1	Н.д.	Н.д.	12,6	Высота экскаватора без стрелы $H_к$, м
Просвет под поворотной платформой, м	2,775	2,765	2,765	2,765	3,35	3,35	3,35	Н.д.	Н.д.	Н д.	1,85	Н.д.	Н.д.	3,3	Просвет под поворотной платформой, м
Высота пяты стрелы S, м	5,0	4,095	4,095	4,095	4,86	4,86	4,86	Н.л.	Н.л.	Н.д.	0,55	Н.д.	Н.д.	5,13	Высота пяты стрелы S, м
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	2,4	2,4	2,4	2,4	3,2	3,2	3,2	Н.д.	Н.д.	Н.д.	2,25	Н.д.	Н.д.	3,3	Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м

Продолжение табл. 8.1

Показатели	АО "Ижорские заводы"						
	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-5У	ЭКГ-8Ус	ЭКГ-15	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-8У
Длина гусеничного хода U, м	7,95—8,23	7,95—8,23	7,95—8,23	7,95—8,23	12,85—13,08	12,85—13,08	12,85—13,08
Ширина гусеничного хода V, м	6,98	6,68—6,98	6,68—6,98	6,68—6,98	9,5	9,5	9,5
Ширина гусеничной цепи C, м	1,4	1,4	1,4	1,4	0,9	0,9	0,9
Рабочая скорость передвижения, км/ч	0,45	0,42	0,42	0,42	0,43	0,43	0,43
Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус	12	12	12	12	12	12	12
Среднее удельное давление на грунт, МПа	0,199	0,216	0,211	0,225	0,206	0,216	0,216
Максимальное усилие на блоке ковша, кН	784	960	490	784	1470	1274	784
Скорость подъема ковша, м/с	0,94	0,95	Н д	Н д	1,1	Н д	Н д
Максимальное усилие напора, кН	363	490	Н д	Н д	615	Н д	Н д
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	630	630	630	1250	1250	1250
Подводимое напряжение, В	6000/3000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Продолжительность цикла, с	26	26	30	28	28	32	35
Масса экскаватора с противовесом, т	370	395	386	405	672	695	710

ГП "Крастяжмаш"			АО "УЗТМ"				Показатели
ЭКГ-8,3	ЭКГ-12У	ЭКГ-17	ЭКГ-5А	ЭКГ-4Ус	ЭКГ-12	ЭКГ-20А	
Н д	Н д	Н д	6,06	6,06	11,48	10,86	Длина гусеничного хода U, м
Н д	Н д	Н д	5,24	Н д	Н д	9,6	Ширина гусеничного хода V, м
Н д	Н д	Н д	0,9	Н д	Н д	1,8	Ширина гусеничной цепи C, м
0,43	0,43	0,43	0,55	Н д	Н д	0,9	Рабочая скорость передвижения, км/ч
12	12	12	12	12	12	12	Уклон, преодолеваемый при передвижении, градус
0,21	0,21	0,21	0,21	0,181	0,245	0,31	Среднее удельное давление на грунт, МПа
Н д	Н д	Н д	490	490	1225	1764	Максимальное усилие на блоке ковша, кН
Н д	Н д	Н д	0,87	Н д	Н д	1,08	Скорость подъема ковша, м/с
Н д	Н д	Н д	194	Н д	Н д	720	Максимальное усилие напора, кН
31250	1250	1250	250	250	1250	2250	Мощность сетевого двигателя, кВт
6000	6000	6000	6000	3300, 6000	6000	6000	Подводимое напряжение, В
35	32	28	23	29	26	28	Продолжительность цикла, с
706	683	672	196	211	600	1040	Масса экскаватора с противовесом, т

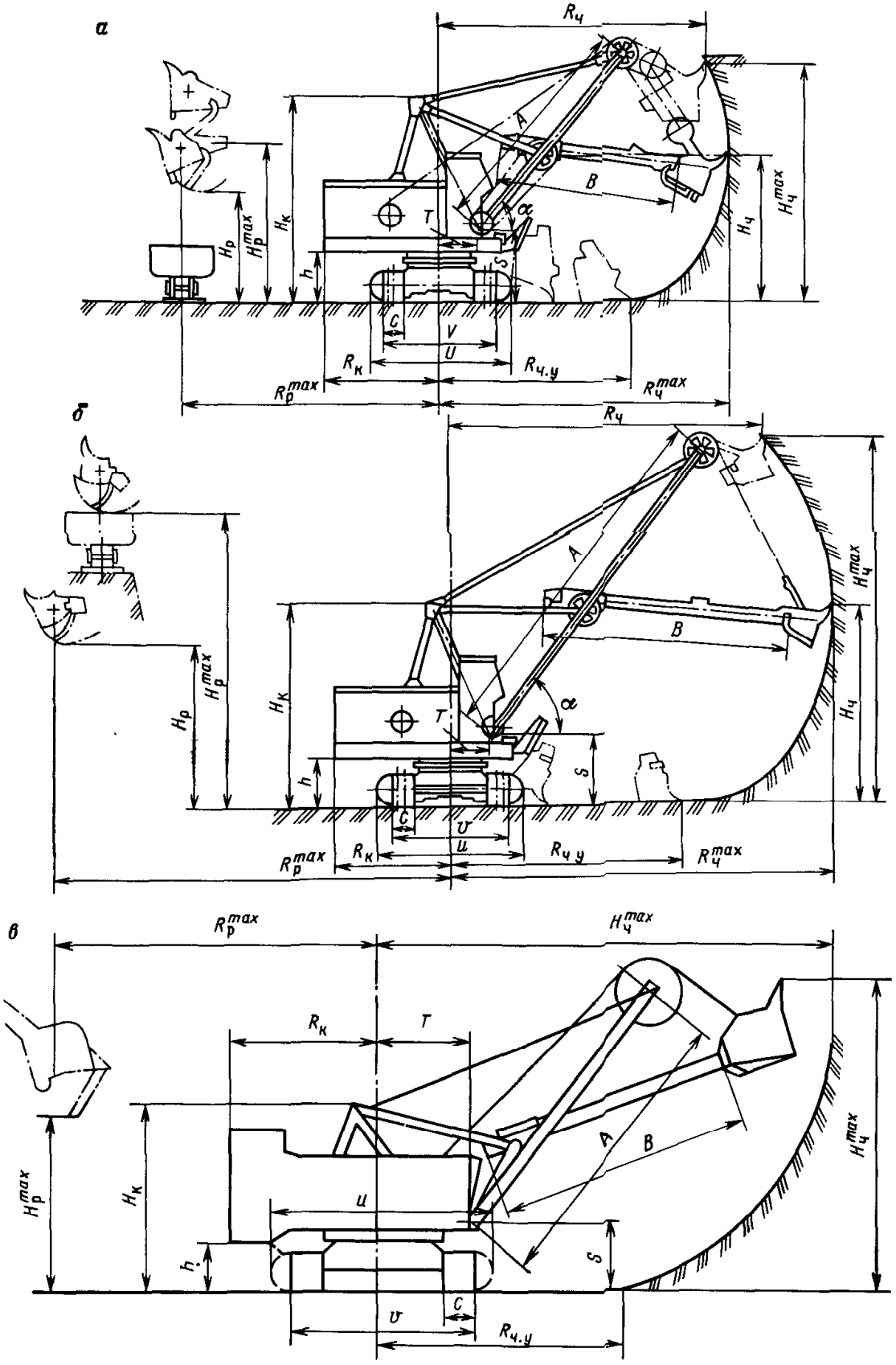


Рис. 8.1. Конструктивные схемы экскаваторов-механических лопат:
а — ЭКГ-8И и ЭКГ-6,3; *б* — ЭКГ-5У; *в* — ЭКГ-5А

Таблица 8.2.
Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов

Показатели	АО "НКМЗ"						АО "УЗТМ"		
	ЭШ 6,5.45У	ЭШ 11.70	ЭШ 14.50	ЭШ 15.80	ЭШ 20.65	ЭШ 10.100	ЭШ 20.90	ЭШ 15.100	ЭШ 25.90
Вместимость ковша, $м^3$	5—7	11	14	15	20	10	20	15	25
Угол наклона стрелы, градус	25—35	30	35	30	34	30	32	32	34
Длина стрелы A, м	30—45	70	50	80	65	100	90	100	91
Максимальные:									
радиус разгрузки $R_р^{max}$, м	43,5	66,5	46,5	76,5	61	93,5	83	91,5	83,5
высота разгрузки $R_р^{max}$, м	19,5	27,5	20,5	32	27	42	38,5	45	39
радиус черпания $R_г^{max}$, м	43,5	66,5	46,5	76,5	61	93,5	83	91,5	83,5
глубина черпания $H_г^{max}$, м	22	35	21	40	32	50	42,5	42,5	42,5
Радиус вращения кузова, м	9,74	15,0	15,0	17,5	17,5	17,5	19,7	Н.д.	Н.д.
Ширина кузова, м	7,6	10,0	10,0	17,2	17,2	17,2	16,8	Н.д.	Н.д.
Просвет под поворотной платформой h, м	1,032	1,28	1,28	1,45	1,45	1,45	1,61	1,61	1,61
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	3,4	4,99	4,99	6,28	6,28	6,28	5,8	Н.д.	Н.д.
Длина опорных башмаков, м	7	11	11	15	15	15	13	13	14
Ширина опорных башмаков, м	1,55	1,8	1,8	2,4	2,4	2,4	2,5	2,5	2,9
Диаметр базы, м	7,7	9,7	9,7	12,3	12,3	12,3	14,5	14,5	15,3
Допустимая нагрузка на конце стрелы, кН	167	279	279	421,4	509,6	284,2	617	461	755
Скорость передвижения, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,72	0,72	0,72	0,08	Н.д.	Н.д.
Среднее удельное давление на грунт, МПа:									
при работе	0,059	0,097	0,08	0,098	0,089	0,098	0,105	0,105	0,103—0,081
при передвижении	0,108	0,166	0,135	0,148	0,133	0,148	0,24	Н.д.	Н.д.

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "УЗТМ"								ГП "Крастяжмаш"
	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125	ЭШ 40.85С
Вместимость ковша, $м^3$	20	15	40	30	25	65	40	100	40
Угол наклона стрелы, градус	34	34	32	32	32	32	32	35	32
Длина стрелы A, м	100	110	100	110	120	100	130	125	85
Максимальные									
радиус разгрузки H_p^{max}, м	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118	82
высота разгрузки H_p^{max}, м	45	52	40	46,2	52,4	38,5	56	56	32
радиус черпания R_p^{max}, м	91	99	94,8	103,3	117,7	97,6	123	118	82
глубина черпания $H_ч^{max}$, м	46	50	47	53	57	46	60	52	40
Радиус вращения кузова, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	27,4	Н д	Н д	21,5
Ширина кузова, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	27,5
Просвет под поворотной платформой h, м	1,61	1,61	2,44	2,44	2,44	2,84	2,84	2,75	2,4
Расстояние от оси пяты до оси вращения экскаватора T, м	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д
Длина опорных башмаков, м	14	14	17,2	17,2	17,2	18	18	22,5	Н д
Ширина опорных башмаков, м	2,9	2,9	3,96	3,96	3,96	3,9	3,9	4,47	Н д
Диаметр базы, м	15,3	15,3	18	18	18	23,5	23,5	27	18
Допустимая на грузка иа конце стрелы, кН	617	461	1225	931	882	2050	1225	2940	1225
Скорость передвижения, км/ч	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	0,1	Н д	0,075—0,09	0,06
Среднее удельное давление на грунт, МПа									
при работе	0,103—0,081	0,103—0,081	0,137—0,095	0,137—0,095	0,137—0,095	0,125	0,125	0,18	0,127
при передвижении	Н д	Н д	Н д	Н д	Н д	0,2	Н д	0,25	0,196

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "НКМЗ"						АО "УЗТМ"		
	ЭШ 6,5.45У	ЭШ 11.70	ЭШ 14.50	ЭШ 15.80	ЭШ 20.65	ЭШ 10.100	ЭШ 20.90	ЭШ 15.100	ЭШ 25.90
Мощность сетевого двигателя, кВт	630	1460	1460	1600	1600	1600	2500	2500	2500/ 2250
Подводимое напряжение, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000/ 10000
Продолжительность цикла при средней глубине черпания с поворотом платформы на 135° в породах IV категории, с	39	52,5	39*	58	52	58	60**	Н.д.	Н.д.
Рабочая масса, т	305	767	620	1160	1070	1200	1740	1725	1900

Продолжение табл. 8.2

Показатели	АО "УЗТМ"						ГП "Красгяжмаш"		
	ЭШ 20.100	ЭШ 15.110	ЭШ 40.100	ЭШ 30.110	ЭШ 25.120	ЭШ 65.100	ЭШ 40.130	ЭШ 100.125	ЭШ 40.85С
Мощность сетевого двигателя, кВт	2500/ 2250	2500/ 2250	2×2250	2×2250	2×2250	4×2250	4×2250	4×3600	2×2250
Подводимое напряжение, В	6000/ 10000	6000/ 10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000	10000
Продолжительность цикла при средней глубине черпания с поворотом платформы на 135° в породах IV категории, с	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	60**	Н.д.	Н.д.	60**
Рабочая масса, т	1900	1900	3320	3320	3320	5450	5450	10000	3100

* При угле поворота 60°.
** При угле поворота 120°, в грунтах I категории

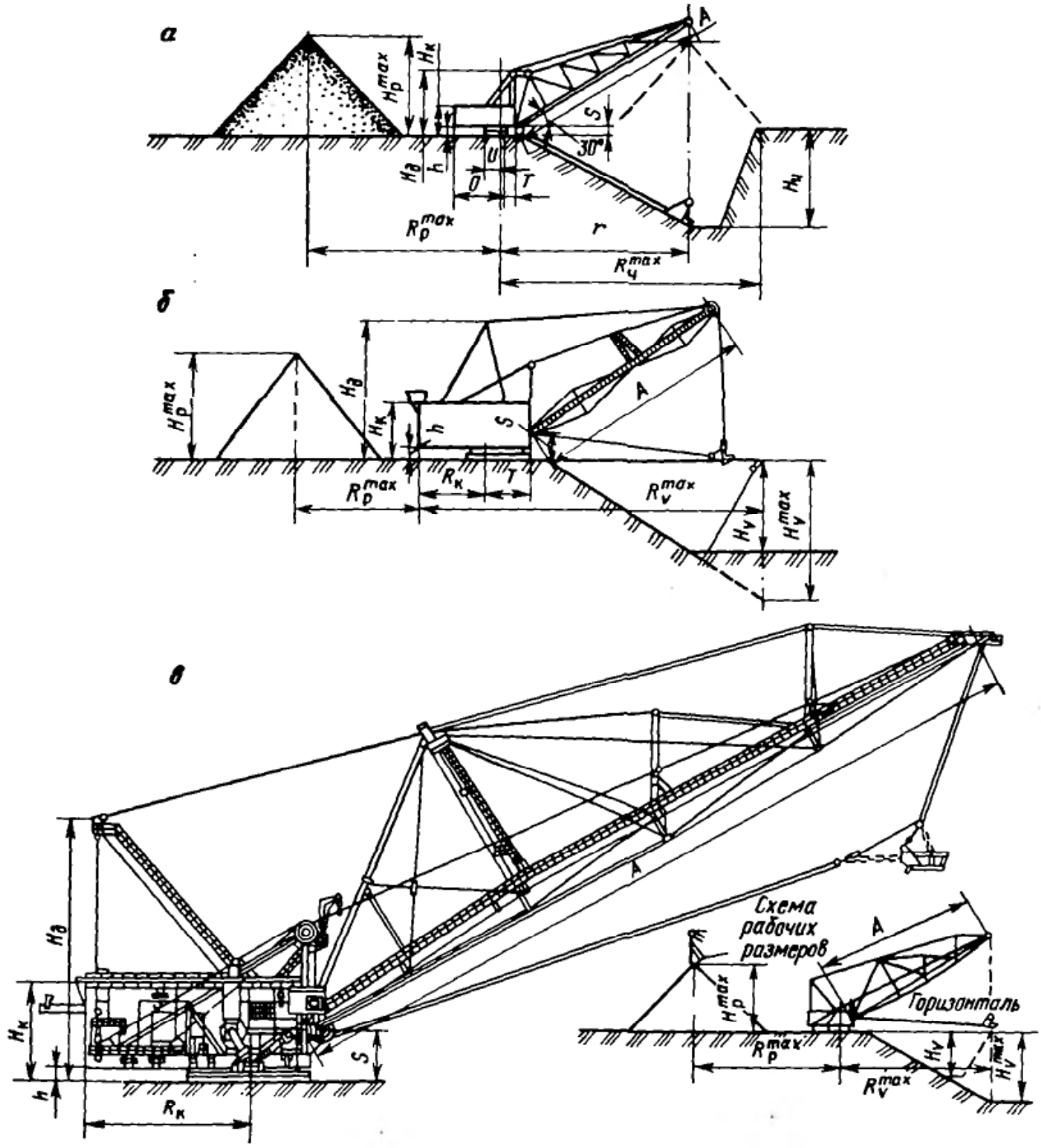


Рис. 8.2. Конструктивные схемы экскаваторов-шагающих драглайнов:
а — ЭШ11.70; *б* — ЭШ100.125; *в* — ЭШ40.100, ЭШ30.110, ЭШ25.120

Таблица 8.3.
Техническая характеристика экскаваторов гидравлических (АО "УЗТМ")

Показатели	ЭГ-6	ЭГО-4	ЭГ-10	ЭГО-6	ЭГ-15	ЭГО-8	ЭГ-20	ЭГО-14
Вместимость ковша, $м^3$:								
основного	6	4	10	6	15	8	20	14
для тяжелых пород	5	3	8	5	12	6	16	10
Радиус копания $R_{ч.}^{max}$, м	13	15,1	14	19	16	21,8	19	25
Радиус зачистки подошвы забоя $R_з$, м	12	14—15	12	Н.д.	14	Н.д.	19	Н.д.
Радиус хвостовой части, м	6,8	Н.д.	6,4	Н.д.	7,5	Н.д.	9	Н.д.
Глубина копания $H_к$, м	—	9	—	10	—	12	—	14
Высота копания $H_{ч.}^{max}$, м	13	11,2	14	15	16	16,7	18	18
Высота выгрузки H, м	8—9	7—8	11	10	13	12,5	14,8	14
Высота уступа при угле отработки 70°, м	Н.д.	—	12,6	—	14,6	—	17,4	—
Длина планируемого участка, м	4—5	—	5,6	—	7	—	8,4	—
База гусеничного хода, м	6	5,5	6	6	7	7	8	8
Колея гусеничного хода, м	5	4,5	5	5	5,5	5,5	6,5	6,5
Клиренс гусеничной тележки, м	0,63	0,63	0,72	0,72	0,945	0,945	1,2	1,1
Тяговое усилие гусениц, кН	1020	686	1470	1470	1862	1862	3332	3332
Скорость передвижения, км/ч	1,7	1,7	1,6	1,6	1,2	1,2	0,6—1	1,0
Среднее давление на грунт при передвижении, МПа	0,157	0,15	0,157	0,157	0,163	0,163	0,196	0,196
Мощность привода, кВт	660	250	660	660	910	910	1660	1660
Напряжение питающей сети, кВ	6	6	6	6	6	6	6	6
Усилие копания, кН	588	245—294	980	588	1274	784	1960	1176
Глубина копания при угле отработки откоса 40°, м	—	7	—	7,5	—	9	—	13,5
Преодолеваемый уклон, градус	12	12	12	12	12	12	12	12
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	30	30	30	30	30	30	31,4	30
Суммарная подача насосов, л/мин	1440	1440	1680	1680	2520	2520	5040	5040
Продолжительность цикла, с	24	22	24	24	26	26	28	28
Расчетная производительность, млн $м^3$/год	2,1	1,5	3,4	2	4,7	2,5	5,85	3,5
Масса экскаватора, т	160	140	250	240	350	350	570	600

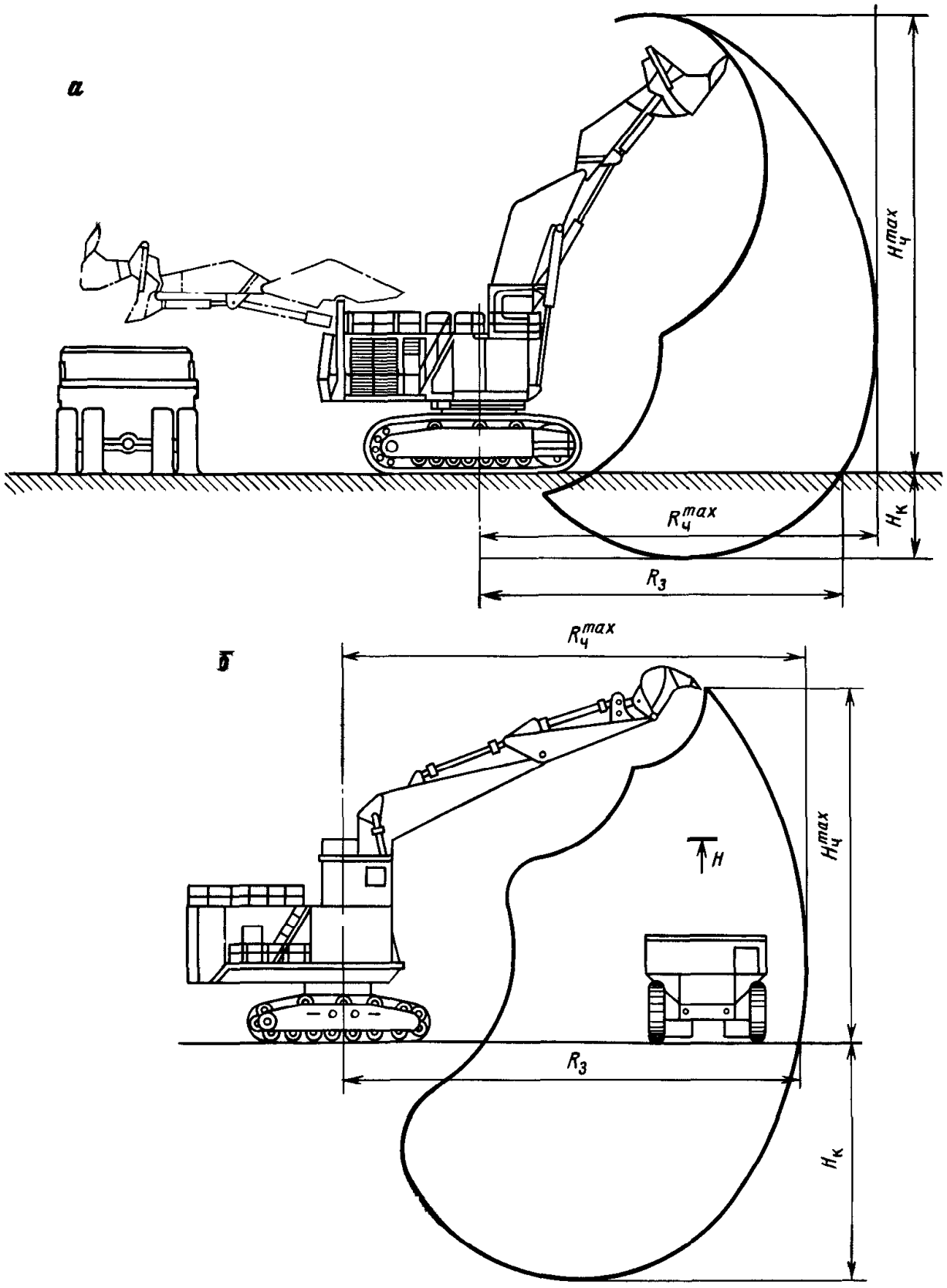


Рис. 8.3. Конструктивные схемы карьерных гидравлических экскаваторов:
а — прямых лопат; *б* — обратных лопат

Размерные группы экскаваторов следующие:

Размерная группа	1	2	3	4	5	6	7	8
Вместимость ковша экскаватора, м³	0,15—0,2	0,21—0,25	0,3—0,4	0,4—0,63	0,75—1,0	1,25—1,6	2,0—2,5	3,0—4,0

Индексация типов ходовых устройств экскаваторов производится по номерам:

1 Гусеничное (нормальное)
2 Гусеничное с увеличенным опорным контуром (болотное)
3 Пневмоколесное
4 Шасси грузового автомобиля
5 Специальное шасси автомобильного типа
6 Автомобильное или тракторное (навесная машина)
7 Прицепное

Исполнение рабочего оборудования строительных экскаваторов определяется также номерами:

1 Канатное
2 Жесткое
3 Телескопическое

Параметры основных типов строительных экскаваторов, которые применяются на карьерах, приведены в табл. 8.4—8.6.

8.1.3. Зарубежные одноковшовые экскаваторы

Экскаваторы, производящиеся за рубежом, имеют названия, определяемые фирмой-производителем. Номенклатура зарубежных экскаваторов чрезвычайно широка и некоторые параметры наиболее широко распространенных моделей приведены в табл. 8.7—8.10.

8.1.4. Производительность одноковшовых экскаваторов

Теоретическая производительность ($Q_{теор}$) — это объем породы, вырабатываемый при непрерывной работе экскаватора в единицу времени (обычно за 1 ч). При этом коэффициенты наполнения ковша $k_н$ и разрыхления породы $k_р$ приняты равными единице, угол поворота ковша на выгрузку — 90° для мехлопат и 135° — для драглайнов.

$$Q_{теор} = 3600Vt^{-1},$$

где V — вместимость ковша экскаватора, м³; t — время рабочего цикла, с.

Техническая производительность экскаватора ($Q_{тех}$) — это максимальная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = Q_{теор}k_э\frac{t_р}{t_р+t_п} = 3600\frac{V}{t}\frac{t_р}{t_р+t_п}k_э,$$

где $k_э$ — коэффициент экскавации, $k_э = k_н k_р^{-1}$; $t_р$ — время непрерывной работы на одном месте; $t_п$ — время передвижки экскаватора на другое место работы.

Эксплуатационная производительность экскаватора ($Q_э$) — это действительный объем пород, отрабатываемых за определенный период эксплуатации,

$$Q_э = Q_{тех}Tk_{ис},$$

где T — продолжительность смены, ч; $k_{ис}$ — коэффициент использования сменного времени экскаватора. При погрузке в железнодорожный транспорт $k_{ис} = 0{,}55 \div 0{,}8$, в автосамосвалы, на конвейер и в отвал $k_{ис} = 0{,}8 \div 0{,}9$.

Годовая производительность (м³/год) экскаватора $Q_г = Q_э T_г$, где $T_г$ — число рабочих смен в году.

В табл. 8.11—8.19 приведены расчетные коэффициенты, нормативы и параметры, необходимые для определения показателей работы одноковшовых экскаваторов при различных условиях эксплуатации.

Таблица 8 4

Техническая характеристика одноковшовых строительных канатных экскаваторов

Показатели	ЭО-3311Г	ЭО-3211Д	ЭО-3211Е	Э-652Б	ЭО-4111В	ЭО-4112
Мощность двигателя, кВт	37	37	44,4	55—60	55—60	55—60
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	16,9	2,9	3,2	3,1	3,1	2,4
Экскаватор типа "обратная лопата"						
Вместимость основного ковша, м^3	0,4	0,45, 0,5	0,45, 0,5	0,65, 0,8	0,65, 0,8	0,8
Длина стрелы, мм	4900	5100	—	5500	5900	5500
Длина рукояти, мм	2300	2500	—	3020	3020	3020
Наибольшая глубина копания, м						
траншеи	4	5,02	5,2	5,8	6,9	6,9
котлована	2,6	—	—	4,0	4,0	4,0
Наибольший радиус копания, м	5,9	8,2	8,6	9,2	10,16	10,16
Наибольшая высота выгрузки, м	4,3	5,6	5,4	6,14	6,14	5,8
Наибольший радиус выгрузки, м	—	7,0	—	8,1	8,05	8,1
Экскаватор типа "прямая лопата"						
Вместимость ковша, м^3	0,4	—	—	0,65, 0,8	0,65, 0,8	0,65, 0,8
Длина стрелы, мм	4900	—	—	5500	5500	5500
Длина рукояти, мм	2300	—	—	4500	4500	4500
Угол наклона стрелы, градус	—	—	—	45	45	45
Наибольший радиус, м						
копания	5,9	—	—	7,8	7,8	7,8
выгрузки	5,4	—	—	7,2	7,2	7,2
Наибольшая высота, м						
копания	6,2	—	—	7,9	7,9	7,9
выгрузки	4,3	—	—	5,6	5,6	5,6
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,5	—	—	5,4	5,4	5,4
Высота выгрузки при наибольшем радиусе выгрузки, м	2,9	—	—	2,7	2,7	2,7
Глубина копания ниже уровня стояния, м	—	—	—	1,5	1,5	1,8

Э-10011Е; ЭО-5111ЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-2505БХЛ-2	Показатели
80	103	110	160	220	Мощность двигателя, кВт
2,0	2,0	1,5	1,23	1,23	Наибольшая скорость передвижения, км/ч
Экскаватор типа "обратная лопата"					
1,0	1,0; 1,2	1,4	—	—	Вместимость основного ковша, м^3
6200	6200	7800	—	—	Длина стрелы, мм
4910	4910	3380	—	—	Длина рукояти, мм
					Наибольшая глубина копания, м.
6,9	6,9	7,3	—	—	траншеи
6,1	6,1	6,1	—	—	котлована
10,5	10,5	11,5	—	—	Наибольший радиус копания, м
4,2	4,2	7,3	—	—	Наибольшая высота выгрузки, м
7,8	7,8	10,3	—	—	Наибольший радиус выгрузки, м
Экскаватор типа "прямая лопата"					
1,0	1,0; 1,2	1,25	2,5; 3,2	2,5; 3,2	Вместимость ковша, м^3
6200	6200	6800	8600	8600	Длина стрелы, мм
4910	4910	4900	6100	6100	Длина рукояти, мм
45	60	45	45	60	Угол наклона стрелы, градус
					Наибольший радиус, м:
9,2	8,4	9,9	12,0	11,1	копания
8,3	7,4	8,9	10,8	9,7	выгрузки
					Наибольшая высота, м:
6,5	8,2	7,8	9,0	10,0	копания
5,0	6,1	5,1	6,4	7,0	выгрузки
7,4	6,0	3,3	10,2	9,0	Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м
2,5	3,4	—	—	—	Высота выгрузки при наибольшем радиусе выгрузки, м
1,8	1,4	2,0	2,8	2,3	Глубина копания ниже уровня стояния, м

Продолжение табл. 8.4

Показатели	ЭО-3311Г	ЭО-3211Д	ЭО-3211Е	Э-652Б	ЭО-4111В	ЭО-4112
Радиус копания на уровне стояния, м	3,0	—	—	4,7	4,7	4,7
Экскаватор типа "драглайн"						
Вместимость ковша, $м^3$	0,4	0,4; 0,45; 0,5	0,45; 0,5	0,8	0,8	0,8
Длина стрелы, мм	10500	10500	10500	10000	10000	13000
Угол наклона стрелы, градус	30	30	45	30	45	30; 45
Наибольший радиус, м:						
копания	11,1	11,1	10,2	11,1	10,2	14,3; 13,2
выгрузки	10,0	10,0	8,3	10,0	8,3	10,4
Наибольшая глубина копания, м:						
при боковом проходе	5,3	5,3	3,8	4,4	3,8	6,6; 5,9
при концевом проходе	7,6	7,6	6,1	7,3	5,6	10,0; 7,8
Наибольшая высота выгрузки, м	3,83	3,83	6,3	—	5,5	8,0
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	12,4	12,73	12,9	21,2	23,02	24,1

Продолжение табл. 8.4

Показатели	Э-10011Е; ЭО-5111ЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-2505БХЛ-2
Радиус копания на уровне стояния, м	5,0	4,8	6,3	7,2	6,9
	Экскаватор типа "драглайн"				
Вместимость ковша, $м^3$	1,0	1,0	1,25	2,5; 3,0	1,25; 1,5
Длина стрелы, мм	12500	15000	12500	17500	25000
Угол наклона стрелы, градус	30; 45	30; 45	30; 45	30; 45	30; 45
Наибольший радиус, м:					
копания	13,5; 12,0	16,0; 14,0	14,3; 12,9	19,3; 17,5	27,4; 24,3
выгрузки	10,2	12,0	10,4	14,0	19,3
Наибольшая глубина копания, м:					
при боковом проходе	5,5; 4,4	7,8; 5,7	6,0; 5,1	9,3; 6,5	14,0; 12,5
при концевом проходе	9,4; 7,4	10,0; 9,2	9,5; 7,5	13; 10,2	20,5; 16,6
Наибольшая высота выгрузки, м	4,1; 6,6	5,3; 8,4	4,0; 6,5	6,9; 10,5	10,3; 15,9
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	33,7	33,5	41,5	94	100,2

Таблица 8.5.
Техническая характеристика одноковшовых строительных гидравлических экскаваторов на гусеничном ходу

Показатели	ЭО-3122	ЭО-3221	ЭО-4121А	ЭО-4121Б	ЭО-4124	ЭО-4125
Мощность двигателя, кВт	55	55	95,7	95,7	95,7	95,7
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	3	3	2,5	2,5	2,5	2,5
Экскаватор типа "обратная лопата"						
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	0,65; 1,25	0,65; 1,0; 1,25	0,65; 1,0; 1,25	1,25; 0,8; 1,0
Длина рукояти, мм	1885	1900	2990/2900	2990/2900	2990/2900	2990/2900
Наибольшая глубина копания, м	4,8	4,76	5,8/6,0	5,8/6,0	5,8/6,0	5,65/6,0
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	7,75	7,9	9,1/9,4	9,1/9,4	9,1/9,4	9,15/9,3
Наибольшая высота выгрузки, м	4,5	5,05	5,0/5,0	5,0/5,0	5,0/5,0	5,1/5,15
Наибольший радиус выгрузки, м	6,54	4,6	7,4/7,8	7,4/7,8	7,4/7,8	7,36/7,5
Экскаватор типа "прямая лопата"						
Вместимость ковша, $м^3$	0,63	—	1,0	1,0	1,0	1,0; 1,2
Наибольший радиус копания, м	6,8	—	7,1	7,1	7,1	7,65
Наибольшая высота, м:						
копания	7,3	—	7,3	7,3	7,3	8,2
выгрузки	4,1	—	5,0	5,0	5,0	5,95
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,62	—	4,6	4,3	4,3	3,8
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	14,5	13,8	23	23,5	24,5	25,6

Продолжение табл. 8.5

Показатели	ЭО-5122	ЭО-5122А	ЭО-5123	ЭО-5124	ЭО-6122А	ЭО-6123
Мощность двигателя, кВт	125	125	125	125	2×76	2×76
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	2,4	2,4	2,4	2,4	1,5	1,5
Экскаватор типа "обратная лопата"						
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	1,25; 1,6	1,25; 1,6	1,25; 2,0	1,25; 2,0	1,6; 2,5	1,6; 2,5
Длина рукояти, мм	2300	2300	2300	2300	—	—
Наибольшая глубина копания, м	6,21	6,21	6,21	6,21	7,2	7,2
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	9,75	9,75	9,75	9,75	11,5	11,5
Наибольшая высота выгрузки, м	5,31	5,31	5,31	5,31	5,8	5,8
Наибольший радиус выгрузки, м	6,3	6,3	6,3	6,3	7,6	7,6
Экскаватор типа "прямая лопата"						
Вместимость ковша, $м^3$	1,6; 2,0	1,6; 2,0	1,6, 2,0	1,6; 2,0	2,5, 3,2	2,5; 3,2
Наибольший радиус копания, м	8,93	8,93	8,93	8,93	10,2	10,2
Наибольшая высота, м:						
копания	9,65	9,65	9,65	9,65	10,7	10,7
выгрузки	5,1	5,1	5,1	5,1	5,95	5,95
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	4,62	4,62	4,62	4,62	5,7	5,7
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	35,8	35,8	36,4	39	56,2	62

Примечание. Над чертой — данные для экскаватора с составной стрелой, под чертой — с моноблочной стрелой.

Таблица 8.6.
Техническая характеристика одноковшовых строительных гидравлических экскаваторов на пневмоколесном ходу

Показатели	ЭО-3322Б1	ЭО-3322В	ЭО-3322Д	ЭО-3323А	ЭО-3333	ЭО-4321	ЭО-4321А	ЭО-4322
Мощность двигателя, кВт	55	55	55	55 или 73	55	59	59 или 73	73
Наибольшая скорость передвижения, км/ч	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5
Экскаватор типа "обратная лопата"								
Вместимость ковшей обратной лопаты, $м^3$	0,5	0,4; 0,5	0,5	0,4; 0,5, 0,63, 0,8	0,63	0,5	0,63	1,0
Длина рукояти, мм	2580	2580	2580	2885	—	2930	3150	3150
Наибольшая глубина копания, м	4,2	4,2	4,2	4,62	4,8	5,5	6,0	5,85
Наибольший радиус копания на уровне стояния, м	7,6	7,6	7,6	7,9	8,5	8,95	9,3	9,0
Наибольшая высота выгрузки, м	4,8	4,8	4,8	6,3	4,0	5,6	5,7	5,5
Наибольший радиус выгрузки, м	6,6	6,6	6,6	6,7	—	7,16	7,16	7,16
Экскаватор типа "прямая лопата"								
Вместимость ковша, $м^3$	—	—	—	0,63	—	0,8	1,0	1,2
Наибольший радиус копания, м	—	—	—	6,8	—	7,45	7,54	8,0
Наибольшая высота, м								
копания	—	—	—	7,6	—	7,9	7,9	7,9
выгрузки	—	—	—	4,2	—	5,67	4,7	4,8
Радиус выгрузки при наибольшей высоте выгрузки, м	—	—	—	—	—	4,9	4,9	4,9
Масса эксплуатационная с оборудованием "обратная лопата", т	14,5	14,0	12,5	13,8	15,0	19,8	20,0	20,4

Таблица 8.7.
Техническая характеристика карьерных экскаваторов (мехлопат) США

Фирма, тип	Вместимость ковша, м³	Максимальная высота выгрузки, м	Высота выгрузки на максимальном радиусе, м	Радиус выгрузки на максимальной высоте, м	Максимальный радиус выгрузки, м	Максимальная высота черпания, м	Полная ширина машины, м	Мощность двигателя, кВт				Рабочая масса, т	Фирма, тип
								подъема	поворота	напора	хода		
"Бюсайрус-Ири"													"Бюсайрус-Ири"
195-BII	13,0	7,06	5,61	14,28	14,48	12,5	7,42	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	386,8	195-BII
290-BII	16,72	8,86	6,81	16,92	17,22	14,15	9,07	854	416	208	272	542	290-BII
295-BII	22,8	8,91	6,86	17,3	17,6	14,86	10,57	1116	544	272	401	732,5	295-BII
395-BII	32,68	9,6	7,39	20,12	20,42	16,15	12,7	1103	485	287	787	963,0	395-BII
495-B	40,28	9,45	7,24	20,12	20,42	16,15	12,7	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.	1066,8	495-B
"Харнишфегер" (P&H)													"Харнишфегер" (P&H)
1900AL	10,64	9,75	5,79	15,24	16,15	14,63	8,05	533	239	184	272	378,7	1900AL
2100BL	13,68	9,65	5,0	16,91	17,53	14,43	8,33	618	463	239	342	485,8	2100BL
2100BLE	15,2	9,65	5,0	16,91	17,53	14,73	8,94	952	500	382	500	494,4	2100BLE
2300XPA	20,52	9,91	5,46	17,47	18,7	15,39	10,87	1339	735	360	1107	704,0	2300XPA
2800XPA	34,96	10,46	6,04	18,59	19,5	16,36	10,87	1795	1129	490	997	946,6	2800XPA
4100	42,56	10,44	7,49	19,4	20,02	16,94	11,84	2037	1225	593	1055	1077,3	4100
5700XP	53,2	13,26	6,5	23,34	25,48	20,73	14,81	3742	2336	936	1333	1768,5	5700XP
"Марион—Дрессер"													"Марион—Дрессер"
151-M	7,6	6,78	5,03	12,65	13,26	10,74	5,28	368	130	64,7	331	213,6	151-M
182-M	9,88	8,08	5,49	14,35	14,88	13,03	6,22	680	278	139	412	330,7	182-M
191-M	12,92	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	855	416	272	544	499,8	191-M
192-MII	15,2	8,66	6,73	16,08	16,46	14,86	7,11	1116	416	272	544	499,8	192-MII
201-M	20,52	9,52	6,86	17,12	17,63	15,95	7,67	1116	544	416	544	664,5	201-M
204-M	25,84	13,31	7,77	10,67	16,76	15,24	8,43	1116	544	684	544	703,0	204-M
301-M	41,04	10,06	7,09	19,84	19,84	17,5	10,16	1389	802	544	684	1043,2	301-M

Таблица 8.8.
Техническая характеристика зарубежных шагающих драглайнов

Фирма (страна), тип	Вместимость ковша, м³	Длина стрелы, м	Масса, т
"Растон Бюсайрус" (Великобритания)			
380W(&B-E)	7,6—13,8	43—70	437
480W(&B-E)	13,8	53	728
1260W(&B-E)	30,6	72	1524
680W	11,5—23,0	58	Н.д.
"Бюсайрус-Ири" (США)			
800-W	20,6	59	1084
1300-W	33,6	79	1800
1350-W	28,3—34,4	86,9—99,1	2600—2693
1360-W	35,1—40,5	86,9—99,1	2752—2823
1370-W	39,0—49,7	82,4—97,6	2765—2932
1500-W	53,5	87	Н.д.
1570-W	43,6—61,6	86,5—105,2	3210—3307
1770	72,6	98,0	4492
2450-W	68,8	95	Н.д.
2570-W	68,8—87,9	102,2—109,8	5669—5687
3270-W	95,5—134,5	100,6—122,0	7782—7898
4250-W	168,2	94,6	11914
"Марион" (США)			
7400	6,84—10,64	48,8—71,6	594—578
7450	6,9—12,3	49—73	450—590
7500	7,6—15,2	55—73	715—792
7620	15,2—26,6	61—91,4	1270
7820	20—25	69—91	1778
7920	30,4—45,6	68,6—99,1	Н.д
8000	34,2—49,4	76,2—99,1	2495
8020	31—46	69—99,1	2585
8050	38—53,2	76,2—99,1	2786—2944
8200	45,6—57,0	76,2—99,1	3510—3556
8400	46,5—60,8	83,8—106,7	3413
8500	42—73	91—114	3924
8750	57—92	91—114	6087
8850	83,6—106,4	83,8—106,7	Н.д
8950	76—138	91—122	7711

Продолжение табл. 8.8

Фирма (страна), тип	Вместимость ковша, м³	Длина стрелы, м	Масса, т
"Пэйдж Инжиниринг Ко" (США)			
728D	9,2—10,7	45,3—51,3	458
728DE	9,2—10,7	45,3—51,3	460
728E	9,2—10,7	45,3—51,3	460
732D	8,4—14,5	53,4—71,7	689
732E	10,7—15,3	53,4—65,6	743
736E	13,8—16,8	67,1—76,2	1062
738	18,3	61	Н.д.
740E	16,0—24,5	65,6—79,3	1306
752	27,5—36,7	65,6—74,7	1646
752LR	19,1—32,1	77,8—96,1	1755
757	31,3—47,4	78,2—102,7	2938
840	29,1	88	1594
857	38	78	Н.д.
762	41	91	Н.д.
862	52	91	Н.д.
"Рэнсомс энд Рэпайр" (Великобритания)			
W700	7,6—13,0	44,8—61,0	349—446
W800	10,7—15,3	54,9—82,4	711—770
W1300	18,3—26,7	61,3—91,5	1273—1313
W2000	27,5—34,4	74,7—95,8	1570—1744
W3000	42,8—53,5	90,5—105,5	2983—3159
W1000	9,9—20	61—91	1096
W1700	19,9—29,8	80—90	1698

Таблица 8.9.
Техническая характеристика мощных карьерных гидравлических экскаваторов, выпускаемых за рубежом

Фирма (страна), тип		Вместимость ковша, м³	Мощность двигателя, кВт	Усилие напора, кН	Рабочая масса, т
"Демаг" (ФРГ)	H85	5,7	339	409	85
	H95	6,5	365	Н д.	93
	H121	7,6	527	480	115
	H135	10,3	588	588	133
	H185	12,2	772	716	190
	H285	15,2	1340	1094	299
	H485	24	1570	1761	544
"Харнишфегер" P&H (США)	1550SD	11,4	809	827	205
"Хитачи" (Япония)	EX700	3,6	304	441	70
	EX1000	5	377	510	94
	EX1800	10,3	677	716	175
	EX3500	22	1221	930	328
"Кобелко" (Япония)	K975	10,6	588	598	132
"Либхерр" (ФРГ)	R964	2—5	255	Н д	53,4—55,6
	R974	3,6—6,5	321	Н д	66—71
	R984	5—9	431	Н д.	91—94
	R992	5,7—9,5	575	598	138—144
	R994	9—18	728	801	208
"Оренштейн Коппель" (O&K) (ФРГ)	RH30D	4,56	294	400	70
	RH40D	6	370	500	90
	RH75C	8	429	598	122
	RH90C	10	647	745	138
	RH120C	13	860	902	213
	RH200	23,56	1567	1361	400

Таблица 8.10.
Техническая характеристика строительных гидравлических экскаваторов, выпускаемых за рубежом

Фирма (страна), тип		Вместимость ковша, м³	Мощность двигателя, кВт	Рабочая масса, т
"Либхерр" (ФРГ)	A310*	0,14—0,46	49	10,1—10,7
	R310	0,14—0,46	49	10,6—11,4
	A900*	0,14—0,8	59	13,8—15,2
	R900	0,14—0,8	59	16,0—17,7
	A902*	0,15—1,05	74	16,5—18,2
	R902	0,15—1,05	74	17,8-19,7
	A912*	0,3—1,4	90	17,8—20,4
	R912	0,3—1,4	90	18,7—22,0
	A922*	0,3—1,4	100	19,6—22,7
	R922	0,3—1,4	100	23,4—24,5
	A932*	0,3—2,0	120	23,7—27,1
	R932	0,3—2,0	120	25,6—26,8
	R942	0,6—2,5	150	31,1—33,3
	R954	1,85—2,5	210	43,1—45,2
"Катерпиллер" (США)	E70B	0,14—0,34	41	6,9
	E110B	0,22—0,63	59	11,6
	E120B	0,22—0,71	63	12,8
	E140B	0,29—0,75	66	13,97
	211B LC	0,34—0,85	78	16,6
	213B LC	0,45—0,98	82	18,61
	206B FT*	0,28—0,79	78	13,5
	212B FT*	0,28—0,79	82	14,75
	214B FT*	0,95—0,98	82	18,36
	224B*	0,35—1,2	101	21,39
	320	0,74—1,4	96	19,12
	E240C	0,58—1,44	110	23,0
	325	0,82—1,6	125	25,52
	231D	1,2—2,0	149	34,3
	330	0,7—2,1	166	32,13
	235D	1,0—2,3	186	46,27
	E450	1,15—2,35	206	46,0
	E650	1,8—3,0	280	62,0
	245D	1,9—3,0	287	68,42

* Экскаваторы на пневмоколесном ходу

Таблица 8.11.
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	1,00	0,91	0,87
II	1800	1,25	1,05	1,00	0,84	0,80
III	2000	1,35	0,95	0,90	0,70	0,67
IV	2500	1,50	0,90	0,85	0,60	0,57
V	3500	1,60	0,90	—	0,56	—

Таблица 8.12.
Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью 5—12,5 м³

Содержание (%) фракций, мм							Коэффициент разрыхления	
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	1,30
60	5	11	4	4	6	10	1,53	1,40
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	1,50
14	7	4	15	14	17	29	1,98	1,60

Таблица 8.13.
Коэффициент разрыхления скальных пород при экскавационных работах для экскаваторов с ковшом вместимостью более 12,5 м³

Содержание (%) фракций, мм							Коэффициент разрыхления	
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—1,30
60	5	11	4	4	6	10	1,42—1,53	1,33—1,40
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—1,50
14	7	4	15	14	17	29	1,76—1,98	1,50—1,60

* Меньшие значения относятся к ковшам вместимостью более 20 м³ и транспортным сосудам грузоподъемностью более 100 т.

Таблица 8.14.
Нормативы нахождения в ремонте оборудования (по данным Гипроруды)

Оборудование			Периодичность ремонтов в машино-часах номинального времени — над чертой. Продолжительность ремонтов (текущие — в часах, капитальные — в сутках) — под чертой				Количество ремонтов за цикл — над чертой. Трудоемкость одного ремонта в человеко-часах — под чертой				Простой за цикл, сут
Наименование	Тип	Масса, т	Т1	Т2	Т3	Кр	Т1	Т2	Т3	Кр	
Экскаватор одноковшовый, гусеничный	ЭО-6112Б	40,6/ /41,6	720/ /24	4320/ /48	8640/ /96	28800/ /20	33/139	3/410	3/524	1/2160	71
То же	ЭО-7111, ЭО-7111С	94	720/ /36	4320/ /72	8640/ /120	28800/ /25	33/182	3/610	3/747	1/3160	98,5
“	ЭКГ-5	248	720/ /36	4320/ /72	8640/ /120	28800/ /26	33/334	3/1045	3/1272	1/5120	103,5
“	ЭКГ-8И	341	720/ /48	4320/ /120	8640/ /216	43200/ /30	50/370	5/1100	4/1800	1/7320	191
“	ЭКГ-12,5	656	720/ /60	5480/ /144	12960/ /240	43200/ /36	53/700	6/2032	3/2620	1/10610	234,5
“	ЭКГ-20	1300	720/ /68	6480/ /192	12960/ /288	43200/ /40	53/ /1145	3/3370	3/4140	1/16800	262
Экскаватор шагающий	ЭШ 10.60А	559	720/ /72	4320/ /144	8640/ /240	43200/ /40	50/880	5/2600	4/6400	1/23400	260
То же	ЭШ 10.70А	685	720/ /72	4320/ /144	8640/ /240	43200/ /42	50/900	5/2650	4/6500	1/25000	260
“	ЭШ 15.90А	1610	720/ /96	6480/ /168	12960/ /312	43200/ /50	53/ /1100	3/2900	3/8800	1/28000	322
“	ЭШ 25.100	2600	720/ /120	6480/ /192	12960/ /360	43200/ /60	53/ /1200	3/3600	3/10800	1/32400	394

Таблица 8.15.

Производительность мехлопат за 8-часовую смену при работе на колесный транспорт (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 них требуют предварительного рыхления взрыванием	III Скальные породы, разработка которых возможна только после сплошного рыхления взрыванием
2,5	1250	1000	850
5,0	2400	1750	1500
6,3	3000	2200	1850
8,0	3400	2600	2200
12,5	5000	3900	3300

Примечания. 1 При применении АСУ сменную производительность мехлопат следует увеличивать до 10 % 2 Сменную пронзводительность 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 мех лопат увеличивают на 30 %

Таблица 8.16.

Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа "прямая лопата" при бестранспортной системе разработки (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				
6,0	4839	4170	3316	2706	2413
6,3	5078	4244	3260	2635	2372
8,0	6390	5447	4304	3528	3199
12,5	9320	7806	6027	4882	4410
	Удлиненное рабочее оборудование				
4,0	3306	2803	2175	1776	—
6,0	3321	2859	2227	1805	—
6,3	3650	3087	2374	1926	—
8,0	4339	3729	2900	2348	—
15,0	7293	6111	4747	3884	—

Таблица 8.17.
Число рабочих смен экскаваторов по районам (по нормативам Гипроруды)

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Непрерывная рабочая неделя при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в две смены		
	Северные	Средние	Южные	Северные	Средние	Южные
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

Продолжение табл. 8.17

Вместимость стандартного ковша экскаватора, м³	Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе в три смены			Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе в две смены		
	Северные	Средние	Южные	Северные	Средние	Южные
	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
8,5—10	610	640	650	—	—	—
15	730	755	765	—	—	—
25	690	715	725	—	—	—

Примечание. Число полных рабочих смен в году определено для условия производства ремонта экскаваторов ремонтными средствами рудника. В случае производства централизованного ремонта экскаваторов на специальной ремонтной базе следует применять коэффициент 1,1.

Таблица 8.18.
Нормы выработки на экскавацию (переэкскавацию) горной массы экскаваторами типа"драглайн" при бестранспортной системе разработки (в выработанное пространство и отвал), м³ горной массы в целике (по данным Гипроруды)

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	ЭШ15 90	6838	5930	4667	3752
15	ЭШ15 90а	7116	6237	5009	4006
25	ЭШ25 100	10280	9042	7160	5740
80	ЭШ80 100	30322	26830	21148	17055
90	ЭШ90 100	33790	29888	23544	18976
100	ЭШ100 100	36472	32551	25885	20850

Продолжение табл. 8.18

Вместимость ковша, м³	Экскаватор	Категория пород по трудности экскавации			
		I	II	III	IV
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	28892	25252	20047	16118
90	ЭШ90 100	31860	28112	22305	18132
100	ЭШ100 100	34327	30578	24508	19913

Таблица 8.19.
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
ЭК1 8И	43	61	246	249	258
ЭКГ 12,5, ЭШ10 70 А У, ЭШ11 70 У	53	61	241	244	246
ЭШ14 75 ЭШ20 90, ЭШ15 100	58	9	287	290	292
ЭШ25 120 А	71	9	274	277	279
ЭШ40 130, ЭШ100 125	77	9	268	271	273

Производительность драглайнов в 8-часовую смену при работе в навал (по данным Гипроруды):

в рыхлых породах	
Вместимость ковша драглайна, м^3	5, 6, 10, 15, 25
Производительность драглайна в целике, м^3/смену	1850, 2200, 3100, 3800, 6150
в скальных породах	
Вместимость ковша драглайна, м^3	10,15
Производительность драглайна в целике, м^3/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 %

8.1.5. Фактические показатели работы одноковшовых экскаваторов

В табл. 8.20, 8.21 приведены показатели работы одноковшовых экскаваторов на горнодобывающих предприятиях различных отраслей.

8.2. Многоковшовые экскаваторы

8.2.1. Основные положения.

Принципиальное различие одно- и многоковшовых экскаваторов состоит в том, что рабочие операции одноковшовых экскаваторов, такие как экскавация и перемещение горной массы, разделены во времени и выполняются одним рабочим органом (ковшом), а многоковшовых экскаваторов — различными механизмами (многоковшовым рабочим органом и конвейерами) и совмещены во времени. Совмещение рабочих операций во времени при одинаковой мощности экскавации обеспечивает увеличение в несколько раз производительности многоковшовых экскаваторов по сравнению с одноковшовыми. Достигнутая роторными экскаваторами эффективная производительность 10000—15000 м^3/ч практически невозможна для одноковшовых экскаваторов

В мировой практике открытых горных работ наибольшее распространение в настоящее время получили роторные экскаваторы, отличающиеся от цепных возможностью реализации больших усилий копания и высот уступов, большими значениями КПД, значительно меньшим износом элементов рабочего оборудования, большой универсальностью. Целесообразная область применения цепных экс-

Таблица 8.20.

Показатели работы экскаваторов на горнорудных предприятиях (1989 г.)

Горнорудное предприятие	Вместимость ковша среднесписочного экскаватора, м³	Производительность среднесписочного экскаватора, годовая, тыс. м³			Производительность среднесписочного экскаватора, годовая на 1 м³ ковша, тыс. м³			Коэффициент использования календарного фонда времени			Коэффициент готовности экскаваторов			Горнорудное предприятие
		в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	в забоях	на отвалах	на перегрузках	
ГОК	**Железорудные**													
Костомукшский	8,1	1087	1292	1552	135	161	208	0,69	—	0,84	0,8	—	0,91	Костомукшский
Оленегорский	6,3	1035	1462	1106	154	183	189	0,62	0,61	0,60	0,87	0,83	0,88	Оленегорский
Ковдорский	8,0	1211	—	—	152	—	—	0,67	—	—	0,84	—	—	Ковдорский
Михайловский	8,3	1114	1351	1455	128	178	173	0,55	0,48	0,60	0,84	0,85	0,88	Михайловский
Стойленский	7,5	1058	1649	—	145	206	—	0,74	0,68	—	0,85	0,87	—	Стойленский
Лебединский	7,8	951	1379	1465	121	204	183	0,57	0,45	0,63	0,77	0,96	0,90	Лебединский
Качканарский	8,0	875	1248	942	109	156	118	0,48	0,65	0,54	0,87	0,90	0,90	Качканарский
Соколовско-Сарбайский	7,3	1284	2186	2205	176	274	280	0,53	0,69	0,65	0,85	0,92	0,91	Соколовско-Сарбайский
Лисаковский	7,4	1048	—	798	146	—	99,8	0,51	—	0,38	0,90	—	0,87	Лисаковский
Качарский	8,6	1411	2266	2032	156	285	201	0,32	0,53	0,62	0,86	0,89	0,93	Качарский
Коршуновский	7,4	1119	1853	2091	156	232	261	0,65	0,67	0,74	0,88	0,88	0,92	Коршуновский
Северный	8,1	1394	1664	1906	170	227	219	0,76	0,76	0,81	0,85	0,92	0,91	Северный
Центральный	7,2	922	929	1491	126	136	194	0,66	0,56	0,68	0,89	0,90	0,94	Центральный
Новокриворожский	7,9	1191	1217	1194	150	168	143	0,67	0,67	0,67	0,90	0,91	0,92	Новокриворожский
Южный	7,5	779	633	—	105	90	—	—	—	—	0,90	0,90	—	Южный
Ингулецкий	8,1	1113	1240	1664	139	155	182	0,65	0,53	0,62	0,79	0,64	0,75	Ингулецкий
Полтавский	7,8	1103	1644	1280	135	256	156	0,55	0,58	0,60	0,80	0,83	0,77	Полтавский
	Марганец, хром и нерудные материалы							**Марганец, хром и нерудные материалы**						
Орджоникидзевский	6,9	1527	—	—	222	—	—	—	—	—	—	—	—	Орджоникидзевский
Донской	7,8	1506	—	—	193	—	—	0,57	—	—	0,80	—	—	Донской
Горное управление комбината "Магнезит"	5,2	708	690	655	131	142	130	0,56	0,62	0,49	—	—	—	Горное управление комбината "Магнезит"
Комсомольское РУ	5,0	798	—	—	159	—	—	—	—	—	—	—	—	Комсомольское РУ
Комбинат "Ураласбест"	8,1	2626	5860	—	338	619	—	0,60	0,76	—	—	—	—	Комбинат "Ураласбест"
	Цветные металлы							**Цветные металлы**						
Восточно-казахстанский меднохимический	5,9	1127	216	—	191	37	—	0,53	—	—	0,72	—	—	Восточно-казахстанский меднохимический
Алмалыкский горно-металлургический	7,5	1164	1215	1003	149,5	151,9	125,3	0,70	0,56	0,72	—	—	—	Алмалыкский горно-металлургический
Башкирский медно-серный	4,91	502,8	—	—	102,4	—	—	0,60	—	—	—	—	—	Башкирский медно-серный
Сорский молибденовый	7,4	1430	—	—	193	—	—	0,42	—	—	—	—	—	Сорский молибденовый
Тырныаузский вольфрамо-молибденовый	8,1	730	—	—	90,4	—	—	0,62	—	—	0,67	—	—	Тырныаузский вольфрамо-молибденовый
Зангезурский медно-молибденовый	6,5	801	—	—	120,9	—	—	0,49	—	—	—	—	—	Зангезурский медно-молибденовый
Жирекенский ГОК	8,0	865	—	—	108	—	—	0,60	—	—	—	—	—	Жирекенский ГОК
Ачинский глиноземный	6,3	825	—	—	157	—	—	0,64	—	—	—	—	—	Ачинский глиноземный

Таблица 8.21.
Годовая производительность (тыс. м^3) одноковшовых экскаваторов на угольных разрезах

Объединение	ЭКГ-4У; ЭКГ-5	ЭКГ-8И; ЭКГ-10	ЭКГ-12,5; ЭКГ-15	ЭШ4.40; ЭШ5.45	ЭШ6.60; ЭШ8.60	ЭШ10.60; ЭШ10.70а	ЭШ15.90б	ЭШ10.75 ;ЭШ14.65 ;ЭШ14.75
Башкируголь	1404	1372	—	—	—	1469	—	—
Вахрушевуголь	1347	1672	—	—	—	2461	—	2154
Востсибуголь	646	1540	—	—	1329	2424	3239	2621
Дальвостуголь	624	—	—	—	—	2829	3962	3094
Красноярскуголь	580	1756	2358	610	1632	1694	2036	—
Кемеровоуголь	819	1297	1567	—	—	1964	2753	—
Приморскуголь	954	1499	—	—	—	2572	3392	—
Тулауголь	108	—	—	926	2215	2601	2658	3241
Челябинскуголь	1279	1083	—	330	—	1487	—	—
Якутуголь	550	1342	—	564	—	—	—	—
Александрияуголь	690	—	—	1072	1069	2477	506	—
Экибастузуголь	506	1523	2514	—	—	—	—	—
Средазуголь	841	1719	—	—	1305	2099	—	—

каваторов связана с технологическими схемами, при которых осуществляется отработка уступов нижним черпанием при невысокой крепости разрабатываемых пород.

8.2.2. Роторные экскаваторы

8.2.2.1. Развитие, область применения, принципиальные конструктивные схемы

Карьерные роторные экскаваторы начали широко применяться в 1935—1936 гг. на открытых горных работах в Германии. Лидирующая роль Германии в области производства и использования роторных экскаваторов сохранилась до настоящего времени.

В 50-е — 60-е годы производство и использование роторных экскаваторов были развернуты в странах Восточной Европы (Чехословакия, Югославия, Польша) и особенно в Советском Союзе. Создание роторных экскаваторов было организовано на Ново-Краматорском и Донецком машиностроительных заводах (Украина).

Используя немецкий опыт создания роторных экскаваторов, на этих заводах были созданы оригинальные образцы роторных экскаваторов, приспособленные к специфическим горно-геологическим и климатическим условиям отечественных угольных и рудных месторождений (повышенные усилия копания, возможность работы при отрицательных температурах, низкой несущей способности грунтового основания, повышенной липкости пород).

В настоящее время производство роторных экскаваторов сосредоточено главным образом на Ново-Краматорском, Донецком и Азовском машиностроительных заводах (Украина), фирмах ("Крупп"),

"ЛМГ", "Оренштейн Коппель", "Такраф" (ФРГ), "Витковицкий концерн" (Чехия).

Выпускаемые этими заводами и фирмами роторные экскаваторы находят достаточно широкое применение на всех континентах земного шара при производстве вскрышных и добычных работ (главным образом, угля). На открытых горных работах СНГ роторные экскаваторы широко применяются на угольных разрезах Сибири (Канско-Ачинский и Иркутский бассейны), Казахстана (Экибастузский бассейн), Украины (Днепровский буроугольный бассейн), на марганцевых карьерах Украины, железорудных карьерах Курской магнитной аномалии, карьерах Казахстана и Узбекистана. Доля добычи угля роторными экскаваторами достигла на угольных разрезах СНГ почти 50 % общего объема.

Многообразие горно-геологических и климатических условий, большой диапазон производительности обусловили значительную вариацию рабочих параметров и принципиальных конструктивных схем выпускаемых роторных экскаваторов. Производительность экскаваторов колеблется от 200 до 19000 м^3/ч по разрыхленной горной массе, высота отрабатываемых уступов — от 6 до 50 м и масса экскаваторов — от 50 до 13000 т.

В отечественной практике принята следующая градация карьерных роторных экскаваторов по их номинальной теоретической производительности (м^3/ч):

Малые	До 630
Средние	630—2500
Ьольшие	2500—5000
Мощные	5000—10000
Сверхмощные	Свыше 10000

По принципиальным компоновочным схемам большинство выпускаемых роторных экскаваторов выполняется с невыдвижнои стрелои, что существенно упрощает ее конструкцию. Каждая новая стружка образуется перемещением машины.

Преобладающий тип ходового оборудования роторных экскаваторов — гусеничный: двухгусеничный и трехопорный многогусеничный. Первый тип ходового оборудования характерен для машин массой до 1000—1200 т, второй тип — для более тяжелых машин.

Оригинальный тип ходового оборудования (шагающе-рельсовый) создан на Ново-Краматорском машиностроительном заводе применительно к экскаваторам массой более 2—3 тыс. т. Применение шагающе-рельсового ходового оборудования в сравнении с многогусеничным обеспечивает значительное повышение маневренности машины, уменьшение максимальных удельных давлений на грунт в 1,5—2,5 раза.

Большинство современных роторных экскаваторов оборудуются безкамерными роторными колесами с гравитационной боковой разгрузкой ковшей. Донецким машиностроительным заводом созданы роторные экскаваторы среднего класса с центробежной торцовой разгрузкой.

Принадлежность к гравитационному или центробежному типу разгрузки оценивается относительной частотой вращения ротора

$$k_V = \omega_{p\max}/\omega_{p\,кр}$$

где $\omega_{p\max}$ — максимальная конструктивная частота вращения ротора, с$^{-1}$, $\omega_{p\,кр}$ — критическая частота вращения ротора, при которой центробежная сила, действующая на частицу материала на радиусе роторного колеса R_p, равна ее весу ($m\omega^2 R_p = mg$), с$^{-1}$

Значения коэффициента k_V для различных способов разгрузки приведены ниже.

Гравитационная разгрузка	0,4—0,5
Центробежная разгрузка	1,35—1,45

За счет повышенной частоты вращения центробежного ротора могут быть уменьшены абсолютные значения расчетного усилия копания, масса рабочего оборудования и увеличен вылет оси ротора. В то же время применение центробежного

ротора повышает на 10—20 % энергоемкость процесса экскавации, увеличивает износ режущих элементов, приводит к переизмельчению материала и повышенному пылевыделению. Роторные экскаваторы с центробежным ротором применимы только для малоувлажненных, невязких и нелипких материалов (главным образом, для экскавации углей). 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 (рис. 8.4, 8.5);

2. С разгрузочной консолью, расположенной на нижней раме экскаватора (рис. 8.6);

3. С отдельно расположенным разгрузочным устройством, связанным с экскаватором телескопическим соединительным

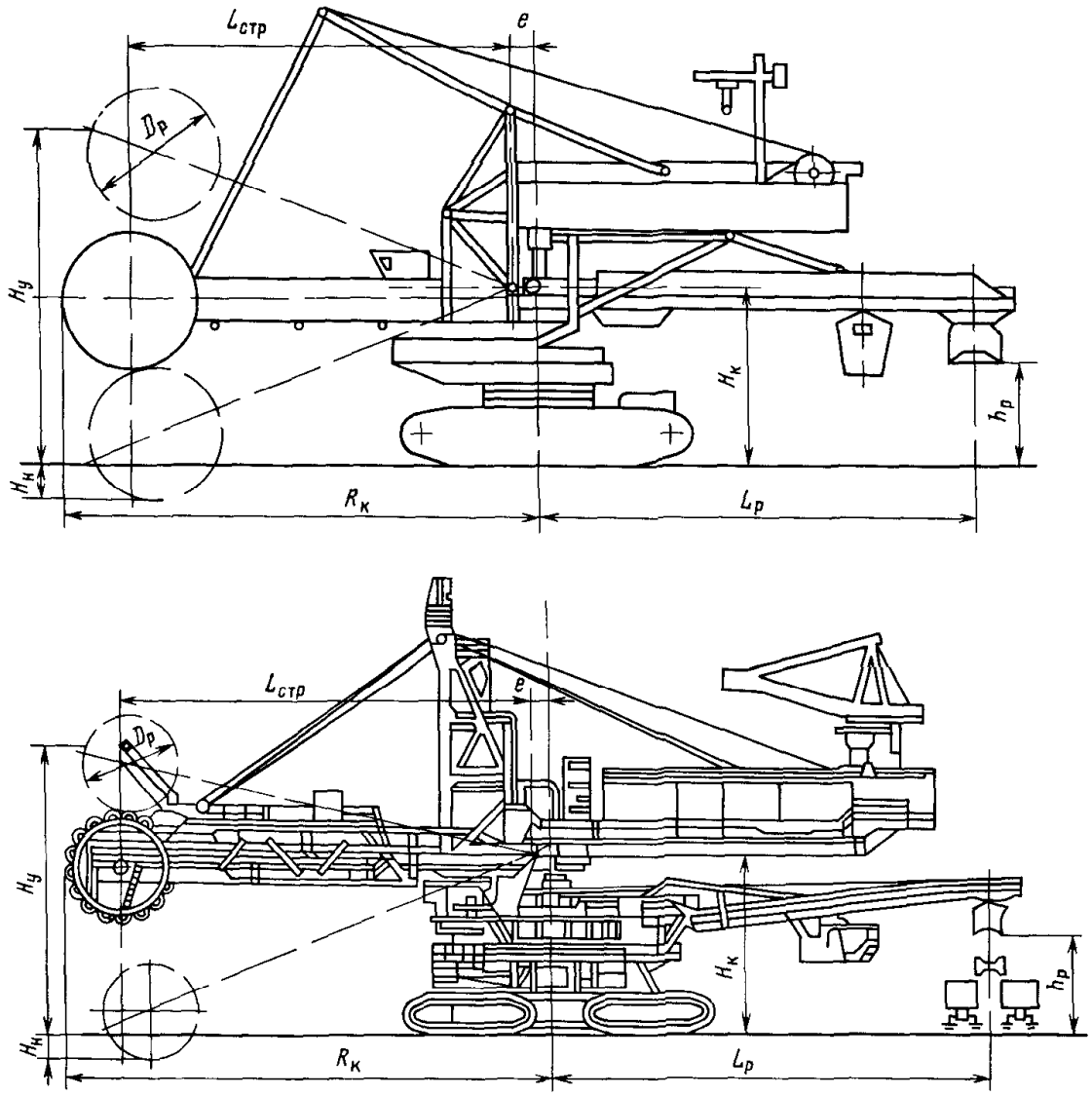


Рис. 8.4. Принципиальная конструктивная схема роторных экскаваторов Донецкого машиностроительного завода

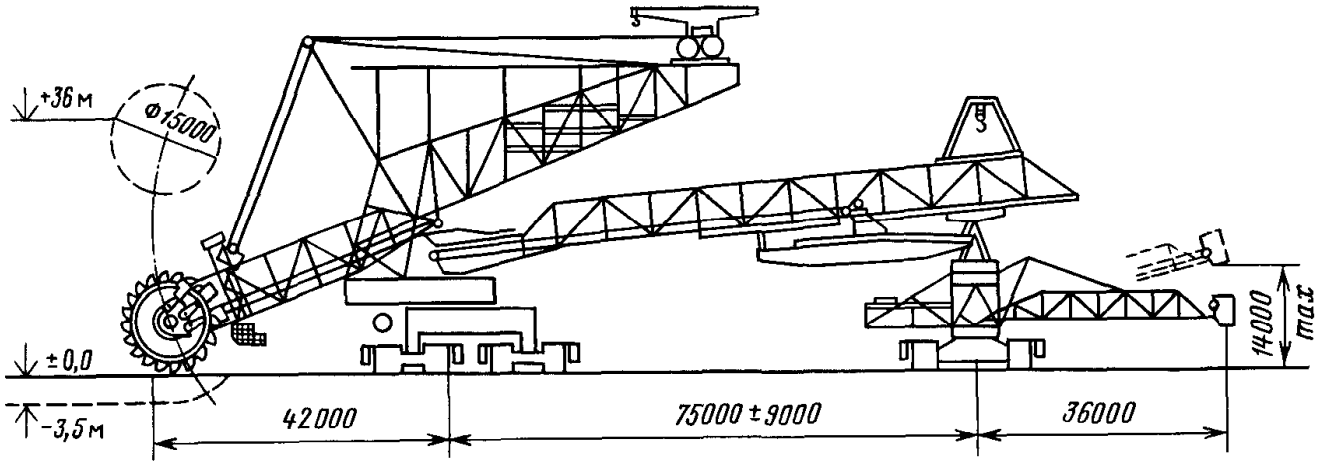
Рис. 8.5. Конструктивная схема роторного экскаватора ЭРП-2500 завода "Азовмаш"

мостом (рис. 8.7). Применение того или иного типа конструктивного исполнения разгрузочного устройства экскаватора зависит от его массы, линейных параметров и технологического назначения.

Первый тип экскаватора применяется в основном для машин малой и средней производительности, второй тип — для машин большой производительности и мощных, третий тип — для машин большой производительности, мощных и сверхмощных.

Роторные экскаваторы с разгрузочной консолью имеют меньшую массу, требуют меньшую ширину рабочих площадок, более маневренны. Машины с отдельно расположенным разгрузочным устройством и соединительным мостом позволяют отрабатывать на один транспортный горизонт суммарную высоту уступа, превышающую номинальную высоту черпания самого роторного экскаватора.

Оригинальная компоновка роторного экскаватора (так называемый роторный



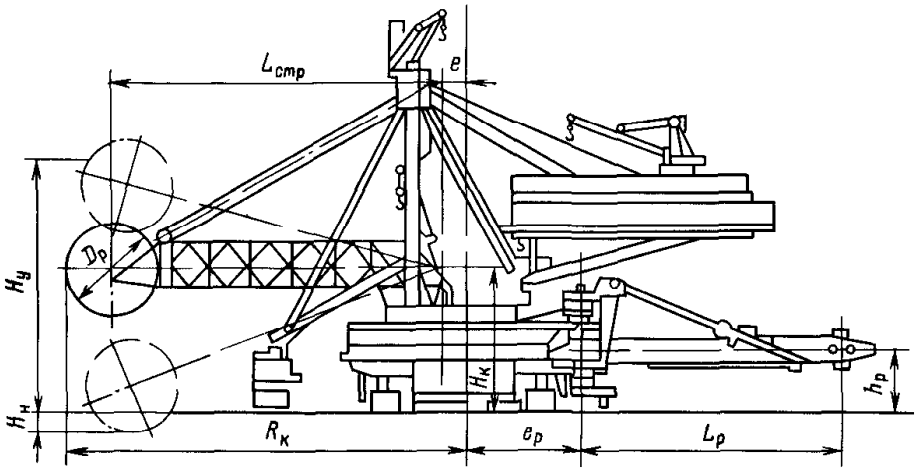


Рис. 8.6. Принципиальная конструктивная схема роторных экскаваторов Ново-Краматорского машиностроительного завода

Рис. 8.7. Конструктивная схема роторного экскаватора SRs(к)4000 36/3.5+VR с отдельно стоящим разгрузочным устройством

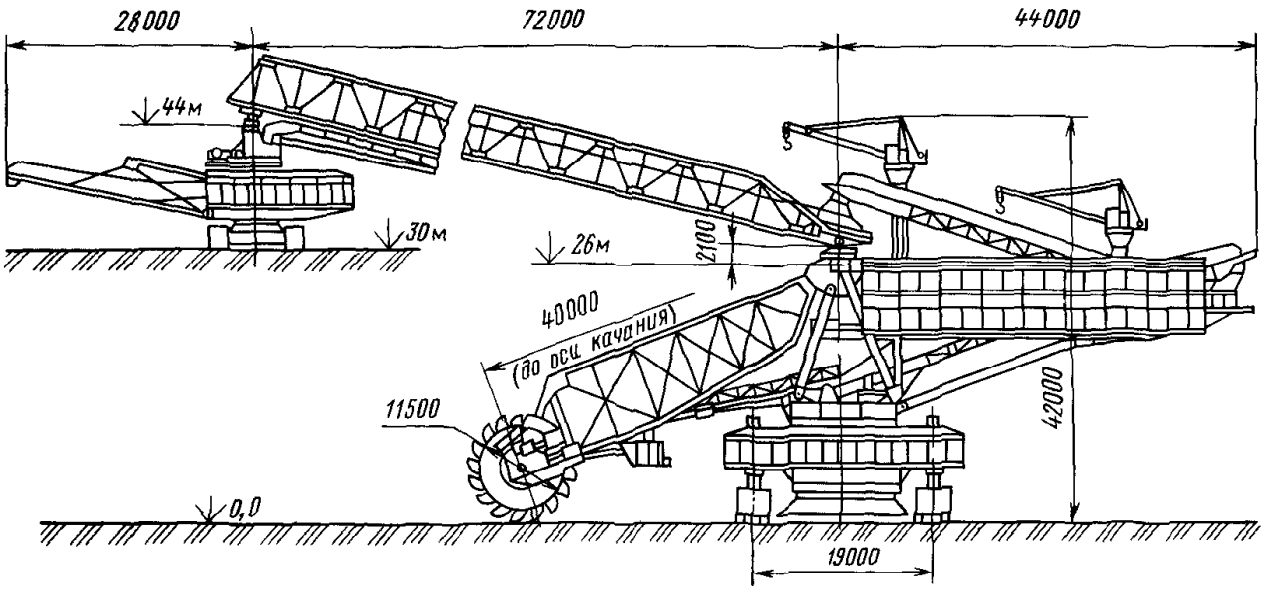


Рис. 8.8. Конструктивная схема роторного экскаватора ЭРП-5250В с верхней погрузкой

экскаватор с верхней погрузкой) разработана Ново-Краматорским машиностроительным заводом (см. рис. 8.8 и табл. 8.23). Экскаватор обеспечивает погрузку горной массы на транспортные средства (конвейеры), расположенные на кровле разрабатываемого уступа, выполняя функции экскаватора с нижним черпанием.

Большинство роторных экскаваторов оборудуются нерегулируемым приводом роторного колеса. На отдельных машинах, работающих в сложных горно-геологических условиях, для оптимизации производительности экскаватора находит применение привод постоянного тока, обеспечивающий возможность регулирования частоты вращения ротора. Оригинальная система такого регулирования была создана немецкой фирмой "Сименс" для мощного роторного экскаватора, работающего на одном из угольных разрезов фирмы "Рейнбраун". Эта система предусматривает применение двигателей переменного тока с короткозамкнутым ротором, питаемых от частотных преобразователей. Такая система по сравнению с традиционной системой постоянного тока обладает существенной простотой и рядом эксплуатационных преимуществ, позволяющих использовать данный экскаватор при разработке наклонных пластов с геологическими нарушениями и неравномерным профилем границы уголь—порода, а также пластов небольшой мощности и месторождений, содержащих твердые включения.

Техническая характеристика отечественных и зарубежных роторных экскаваторов приведена в табл. 8.22—8.25.

8.2.3. Цепные экскаваторы

Многоковшовые цепные экскаваторы применяются для производства вскрышных и добычных работ при разработке 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, применяемые на горнодобывающих предприятиях, имеют теоретическую производительность от 300—400 до 6000 $м^3$/ч, массу — от 200—300 до 5000 т.

На горнодобывающих предприятиях стран СНГ (главным образом, в Европейской части) в настоящее время работает около 40 цепных экскаваторов различных типов теоретической производительностью 400—2000 $м^3$/ч. Техническая харак-

Таблица 8.22.
Техническая характеристика роторных экскаваторов Донецкого машиностроительного завода (см. рис. 8.4)

Показатели	ЭРГВ-630	ЭР-1250	ЭР-1250Д	ЭР-1250-ОЦ	ЭРП-1250	ЭРП-1600	ЭРП-1600-Ц
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$							
максимальная (по пропускной способности рабочего органа и конвейеров) Q_1	1300	1700	1700	2100	2500	3150	3150
расчетная при заданной удельной силе копания (паспортная) Q_2	630	1350	1000	1250	1250	1650	1650
Расчетная производительность по массе транспортируемого материала, т/ч, $Q_м$	1500	2300	2300	2300	3200	3800	3800
Удельная сила копания, МПа							
заданная k_{F2}	2,0	1,0	1,4	1,6	1,8	1,4	1,4
при максимальной производительности k_{F1}	1,0	0,7	0,7	0,9	0,9	0,7	0,7
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	300	320	320	500	500	500	500
Тип рабочего органа	ЦРО	ГРО	ГРО	ЦРО	ГРО	ГРО	ЦРО
Диаметр ротора $D_р$, м	3,2	6,5	6,5	4,0	6,5	7,2	4,0
Число ковшей (промежуточных кромок) на роторе $Z_к(Z_п)$	8	9	9(9)	10	10(10)	11(11)	10
Частота ссыпок (частота чередования режущих поясов) $n_с$, $мин^{-1}$	272	76,5	76,5(153)	280	85(170)	89(178)	299
Частота вращения ротора $\omega_р$, $с^{-1}$	3,56	0,89	0,89	2,93	0,89	0,85	3,13
Расчетная вместимость ковша $V_к$, л	125	415	385	190	440	800	190
Расчетная высота уступа $H_у$, м	10,0	17,0	16,0	17,0	16,0	18,0	20,5
Глубина нижнего черпания $H_н$, м	0,5	1,5	1,5	1,0	1,0	1,6	2,0
Длина стрелы ротора $L_{стр}$, м	14	20,0	20,0	24,0	20,0	21,1	30,4
Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, м	5,3	8,5	8,5	8,5	9,0	9,0	9,0
Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e, м	1,05	1,25	1,25	1,25	1,30	1,30	1,30
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горизонтальной плоскости) γ_0, градус	47	53	53	48	50	40	48

Продолжение табл. 8.22

Показатели	ЭРГВ-630	ЭР-1250	ЭР-1250Д	ЭР-1250-ОЦ	ЭРП-1250	ЭРП-1600	ЭРП-1600-Ц
Максимальный радиус копания $R_к$, м	16,8	24,5	24,5	27,5	24,5	26,0	33,9
Угол наклона стрелы ротора, градус:							
при отработке верхнего слоя β_1	17°30'	22	19	19	17°30'	22	21
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	17°30'	20	20	18°30'	20	20	17
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	15°30'	15°30'	15°30'	15°30'	17	15	13°30'
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа α_{2min}, градус	65	60	60	65	63	65	65
Расчетная ширина заходки $B_{зах}$, м	20,0	27,0	24,0	28,5	26,0	27,0	34,0
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	16,0	22,6	22,6	22,6	23,4	24,1	24,1
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	0	0	0	0	0	0	0
Высота разгрузки, м:							
минимальная $h_{р\ min}$	3,6	5,0	3,3	3,3	3,5	2,0	2,0
максимальная $h_{р\ max}$	5,7	8,5	6,5	6,5	6,5	8,0	8,0
Тип ходового оборудования	Двухгусеничный						
Скорость передвижения $v_х$, м/ч	355	315	315	375	300	330	330
Среднее давление на грунт $P_с$, МПа	0,13	0,13	0,13	0,13	0,15	0,15	0,15
Допустимый уклон рабочей площадки, градус:							
результирующий ψ_1	3	3	3	3	3	3	3
продольный ψ_2	7	5	5	5	5	3	3
поперечный ψ_3	3	3	3	3	3	3	3
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35	—40—+35
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ·А	730	860	860	1063	1360	1360	1360
Подводимое напряжение U, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Масса экскаватора $G_м$, т	305	700	700	700	1050	1090	1065

Таблица 8.23.
Техническая характеристика роторных экскаваторов Ново-Краматорского и Азовского машиностроительных заводов (см. рис. 8.5, 8.6, 8.8)

Показатели	Азовмаш	НКМЗ	
	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000
Назначение экскаватора	Добычной	Вскрышной	Добычной
Теоретнческая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$			
максмальная по пропускной способности рабочего органа и конвейеров Q_1	2500	5000	5000
расчетная прн заданной удельной силе копання (паспортная) Q_2	2500	5000	5000
Расчетная производительность по массе транспортируемого матернала $Q_м$, т/ч	3600	6750	6750
Удельная сила копания, МПа			
заданная k_{F2}	1,47	0,82	1,46
при максмальной производительности k_{F1}	1,47	0,82	1,46
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	860	1150	1720
Диаметр ротора $D_р$, м	8,0	16,0	13,0
Чнсло ковшей $Z_к$	18	10	16
Частота ссыпок $n_с$, мнн ^{1}	80—130	36—52	56—80
Частота вращення ротора $\omega_р$, с ^{1}	0,46—0,75	0,38—0,54	0,37—0,52
Расчетная суммарная вместимость ковша и подковшового пространства $V_к$, л	560	2300	1500
Расчетная высота уступа $H_у$, м	21,4	40,0	40,0
Глубнна ннжнего черпання $H_н$, м	1,0	7,0	3,0
Длнна стрелы ротора $L_{стр}$, м	27,0	63,3	57,0
Высота осн качания стрелы ротора $H_к$, м	11,75	20,5	20,5
Эксцентрисптет оси качания стрелы ротора e, м	1,75	2,4	2,4
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горнзонтальной плоскости) γ_0, градус	48	30	53

Продолжение табл. 8.23

Показатели	Азовмаш	НКМЗ	
	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000
Максимальный радиус копания $R_к$, м	32,75	73,7	65,9
Угол наклона стрелы ротора, градус:			
при отработке верхнего слоя β_1	17,9	15,4	17,9
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	18,9	18,0	17,3
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	16,7	11,4	14,2
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа $\alpha_{2\ min}$, градус	65	40	69
Расчетная ширина закодки $B_{зах}$, м	35	70	90
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	28,4	45	45
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	0	14	14
Высота разгрузки, м:			
минимальная $h_{р\ min}$	4,15	3,5	-5,0
максимальная $h_{р\ max}$	7,35	13,0	20,0
Тип ходового оборудования	Трехопорное многогусеничное	Шагающе-рельсовое	
Скорость передвижения $v_х$, м/ч	300	110	110
Среднее давление на грунт, МПа:			
при работе $P_{сл}$	0,125	0,13	0,14
при передвижении $P_{сб}$	—	0,18	0,20
Допустимый уклон рабочей площадки, градус			
продольный ρ_1	5	5	5
поперечный ρ_2	3	3	3
результирующий ρ_3	3	2,5	2,5
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	От +40 до -40	От +35 до -15	От +40 до -40
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ А	4040	6400	10700
Подводимое напряжение U, В	6000	10000	10000
Масса экскаватора $G_м$, т	1860	4250	4700

* Тип рабочего органа ГРО.

Продолжение табл. 8.23

Показатели	НКМЗ—Азовмаш		НКМЗ		
	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В, с верхней погрузкой
Назначение экскаватора*	Добычной (вскрышной)	Вскрышной	Вскрышной		Добычной
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$:					
максимальная по пропускной способности рабочего органа и конвейеров Q_1	5250	7600	7600	8000	5250
расчетная при заданной удельной силе копания (паспортная) Q_2	5250	5250	5250	6500	5250
Расчетная производительность по массе транспортируемого материала $Q_м$, т/ч	7100	10000	10000	12000	5000
Удельная сила копания, МПа:					
заданная k_{F2}	1,75(1,61)	0,65	0,87	1,51	1,75
при максимальной производительности k_{F1}	1,75(1,61)	0,40	0,54	1,20	1,75
Установленная мощность привода ротора $P_р$, кВт	2000	1000	1260	2500	2000
Диаметр ротора $D_р$, м	11,5	16,0	16,5	13,5	11,5
Число ковшей $Z_к$	22	16	16	20	22
Частота ссыпок $n_с$, $мин^{-1}$	110—143 (50—143)	66—80	27—78	90—113	110—143
Частота вращения ротора $\omega_р$, $с^{-1}$	0,52—0,68 (0,24—0,68)	0,43—0,52	0,18—0,51	0,47—0,59	0,52—0,68
Расчетная суммарная вместимость ковша и подковшового пространства $V_к$, л	900	2000	2500	2200	900
Расчетная высота уступа $H_у$, м	30,0	33,0	37,0	40,0	30,0
Глубина нижнего черпания $H_н$, м	2,1	2,6	2,0	4,0	2,1
Длина стрелы ротора $L_{стр}$, м	40,0	42,5	42,7	56,0	40,0
Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, м	16,0	16,0	19,5	20,8	26,0
Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e, м	2,4	2,4	2,4	2,4	1,75
Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования в горизонтальной плоскости) j_0, градус	43	32	32	40	43

Продолжение табл. 8.23

Показатели	НКМЗ—Азовмаш		НКМЗ		
	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В, с верхней погрузкой
Максимальный радиус копания $R_к$, м	48,1	52,9	53,35	65,15	51,0
Угол наклона стрелы ротора, градус:					
при отработке верхнего слоя β_1	17,6	19,6	20,2	17,6	
при отработке нижнего слоя (нижнее черпание) β_2	18,0	14,4	18,0	18,9	
при отработке слоя на уровне стояния экскаватора β_3	14,8	10,8	15,2	14,5	
Минимальный угол откоса уступа при номинальной высоте уступа $\alpha_{2\ min}$, градус	55	44	47	55	70
Расчетная ширина заходки $B_{зах}$, м	60	60	55	75	60
Длина разгрузочной консоли $L_р$, м	30	30	30	50	72—28
Вылет оси поворота разгрузочной консоли $l_р$, м	14	14	14	13	0
Высота разгрузки, м:					
минимальная $h_{р\ min}$	1,0	0,7	1,1	1,25	7,0
максимальная $h_{р\ max}$	12,5	13,1	12,5	17,0	12,3
Тип ходового оборудования	Шагающе-рельсовое				
Скорость передвижения $v_х$, м/ч	120	100	100	110	100
Среднее давление на грунт, МПа:					
при работе $P_{сл}$	0,14	0,14	0,14	0,17	0,17
при передвижении $P_{сб}$	0,23	0,24	0,25	0,29	0,27
Допустимый уклон рабочей площадки, градус:					
продольный ρ_1	5	5	5	5	4
поперечный ρ_2	3	3	3	3	4
результирующий ρ_3	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Рабочий диапазон температур $t_с$, °С	От+40 до - 40	От +35 до - 40	От +35 до -25	От +40 до -40	От +40 до -40
Присоединительная мощность оборудования $P_{пр}$, кВ·А	7850	4600	5050	8800	8900
Подводимое напряжение U, В	10000	10000	6000	10000	10000
Масса экскаватора $G_м$, т	4100	3760	4365	5500	6100

Таблица 8.24.
Техническая характеристика роторных экскаваторов фирмы "Крупп" (ФРГ)

Показатели	SchRs-$\frac{700}{1}\cdot 16$	SchRs-$\frac{750}{5}\cdot 28$	SchRs-$\frac{1760}{5}\cdot 32$	SchRs-$\frac{3700}{2,5}\cdot 30$	SchRs-$\frac{3700}{12-18}\cdot 50$	SchRs-$\frac{6600}{9-17}\cdot 51$
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	3000	4230	6100	11100	11100	19000
Установленная мощность привода ротора, кВт	600	900	1260	2100	2100	3360
Удельная сила копания, МПа	0,79	0,81	0,76	0,60	0,60	0,50
Диаметр ротора, м	7,7	10,5	12,25	17,5	17,5	21,6
Расчетная высота уступа, м	16,0	28,0	32,0	30,0	50,0	51,0
Глубина нижнего черпания, м	1,0	5,0	5,0	2,5	12—18	9—17
Длина роторной стрелы, м	16,0	36,0	42,5	36,0	70,5	70,5
Длина разгрузочной консоли, м	25,0	15,0	20,0	16,0	16,0	18,5
Длина соединительного конвейерного моста, м	—	60	60	94	94	103
Ширина конвейерных лент, м	1,4	1,8	2,0	2,6	2,6	3,2
Среднее давление на грунт, МПа	0,11	0,8	0,12	0,14	0,14	0,17
Масса экскаватора, т	555	2130	3090	5325	7615	13420

Таблица 8.25.
Техническая характеристика роторных экскаваторов фирмы "ТАКРАФ" (ФРГ)

Показатели	Обычное исполнение							Морозостойкое исполнение		
	SRs-400.14/1,0	SRs-1000.26/4,0	SRs-1300.24/2,5	SRs-2000.28/3,0	SRs-2000.33/6,0 +VR*	SRs-4000.36/2,5 +VR*	SRs-6300.50/15,0 +VR*	SRsk-1000.19/1,5	SRsk-2000.28/3,0	SRsk-4000.36/3,5 +VR*
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	2300 2800	2400 3000	3500	3800 4800	6000	10880	10500 14000	3000 3800	3600 4500	6650 5200
Установленная мощность привода ротора, кВт	500	315	400	1260	1000	1890	1890	800	1260	1890
Удельная сила копания, МПа	0,90 0,72	0,47 0,35	0,36	1,33 1,02	0,61	0,61	0,51 0,33	1,11 0,86	1,58 1,15	1,05 1,40
Диаметр ротора, м	7,5	9,0	8,4	11,0	12,0	17,0	17,0	9,0	11,0	15,0
Число ковшей	12	20	14	18	20	22	18	18	33	22
Расчетная высота уступа, м	14,0	26,0	24,0	28,0	33,0	36,0	50,0	19,0	28,0	36,0

Продолжение табл. 8.25

Показатели	Обычное исполнение							Морозостойкое исполнение		
	SRs-400.14/1,0	SRs-1000.26/4,0	SRs-1300.24/2,5	SRs-2000.28/3,0	SRs-2000.33/6,0 +VR*	SRs-4000.36/2,5 +VR*	SRs-6300.50/15,0 +VR*	SRsk-1000.19/1,5	SRsk-2000.28/3,0	SRsk-4000.36/3,5 +VR*
Глубина нижнего черпания, м	1,0	4,0	2,5	3,0	6,0	2,5	15,0	1,5	3,0	3,5
Вылет оси ротора, м	14,5	35,0	33,5	37,0	44,0	38,5	77,5	22,0	37,0	42,0
Вылет оси разгрузочного желоба от оси экскаватора, м	22,5	30,0	41,0	13,5+ +30,0= =43,5	80,5+ +29,0= =109,5	100+18= =118	114,5+ +42,5= =157	30	13,5+ +27,0= =40,5	84+36= =120
Ширина конвейерных лент, м	1,4	1,4	1,6	1,8	2,0	2,5	2,5	1,6	1,8	2,25
Среднее давление на грунт, МПа	0,11	0,10	0,12	0,12	0,11	0,14	0,14	0,12	0,15	0,12
Масса экскаватора, 470	470	1200	1684	2300	2850	5200	9000	1100	2350	5700

* Экскаватор с отдельно стоящим разгрузочным устройством

Таблица 8.26.
Техническая характеристика основных типов цепных экскаваторов, используемых на горных предприятиях стран СНГ

Показатели	Es-400	Es-400	ERs-710	ERs-1120	Po-800
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	900	900	1400	1920/2200	1250
Высота копания, м	9	20	17,5	20—24	22
Глубина копания, м	6—8	17,5	16	17,5—22	23,5
Тип ходового оборудования	Рельсовый		Гусеничный		Рельсовый
Мощность привода ковшовой цепи, кВт	200	400	400	2×710	2×500
Скорость ковшовой цепи, м/с	1,0	1,1	1,1	1,35/1,56	1,02
Вместимость ковша, $м^3$	0,4	0,4	0,71	1,12	0,95
Частота ссыпок, $мин^{-1}$	37,5	36,7	33,0	28,5/33,0	21,8
Общая установленная мощность, кВт	450	700	960	2200	1320
Масса, т	435	800	1000	2300	1100

теристика основных типов этих машин приведена в табл. 8.26.

В угольной промышленности наибольшее применение цепные экскаваторы нашли на буроугольных разрезах Днепровского бассейна, в железорудной промышленности — на Лебединском карьере КМА и Камыш-Бурунском комбинате, при добыче руд цветных металлов и горно-химического сырья — на Верхнеднепровском горно-металлургическом и Подмосковном горно-химическом комбинатах.

Характерная особенность конструкции цепных экскаваторов — тип ходового оборудования (рельсовый или гусеничный, рис. 8.9 и 8.10), который определяет и способ отработки забоя: фронтальный — при рельсовом ходовом оборудовании и блочный — при гусеничном. Возможна отработка забоя и комбинацией этих способов. Цепными экскаваторами забой может отрабатываться как верхним, так и нижним черпанием.

Процесс экскавации осуществляется за счет сочетания двух движений: ковшовой цепи вдоль направления ковшовой рамы и ковшовой рамы в горизонтальной плоскости. Движение ковшовой рамы обеспечивается перемещением самого экскаватора (при фронтальном способе отработки забоя) либо поворотом верхней части экскаватора (при блочном способе отработки забоя).

Основным изготовителем и потребителем карьерных цепных экскаваторов является Германия. Техническая характеристика цепных экскаваторов, выпущенных фирмой "ТАКРАФ", приведена в табл. 8.27. Отдельные типы цепных экскаваторов изготавливались в Чехословакии.

Таблица 8.27.

Техническая характеристика цепных экскаваторов фирмы "ТАКРАФ" (Германия)

Показатели	ERs-710	ERs-1120	Es-3150	Es-3750
Теоретическая производительность по разрыхленной массе, $м^3/ч$	1400	1920/2200	5070	6030
Высота копания, м	17.5	20—24	24—30	28—34
Глубина копания, м	16,0	17,5—22	23—27	27—31
Тип ходового оборудования	Гусеничный		Рельсовый	
Вылет разгрузочной консоли, м	40	45	—	—
Мощность привода ковшовой цепи, кВт	400	2×710	2×2000	2×2000
Скорость ковшовой цепи, м/с	1,1	1,35/1,56	1,61	1,61
Частота ссыпок, $мин^{-1}$	33,0	28,5/33,0	27	27
Вместимость ковша, $м^3$	0,71	1,12	3,15	3,75
Масса, т	1000	2300	4500	4800

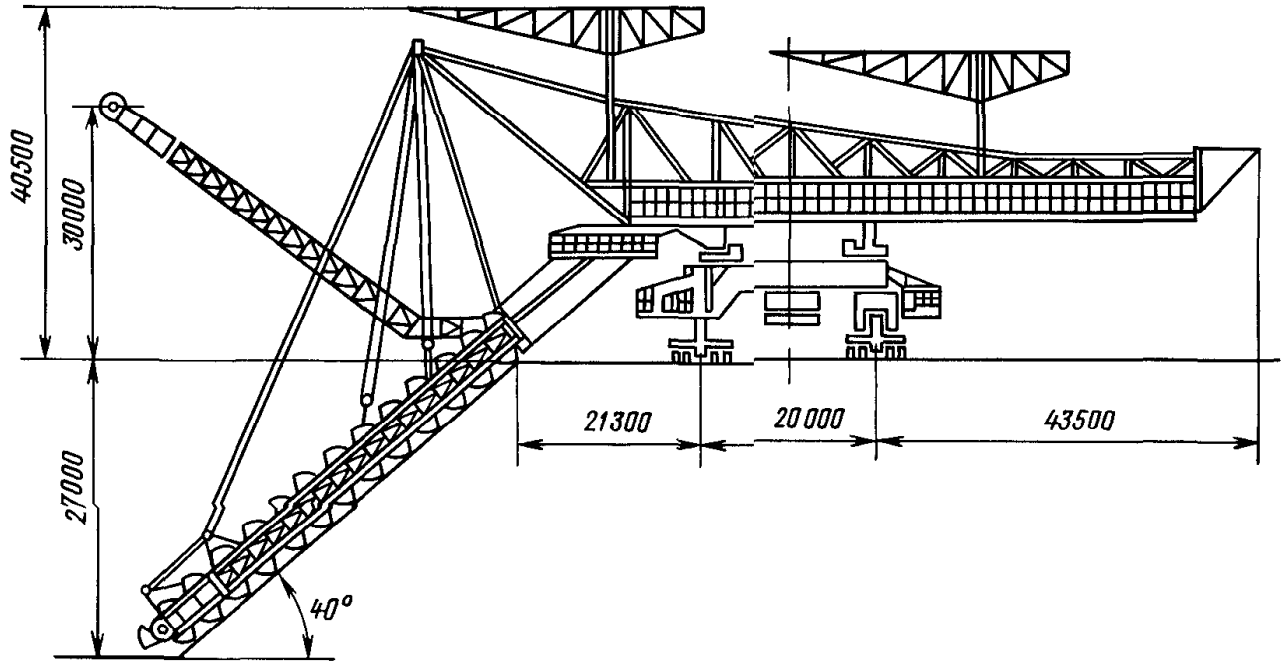


Рис. 8.9. Конструктивная схема цепного экскаватора ES3150 на рельсовом ходу

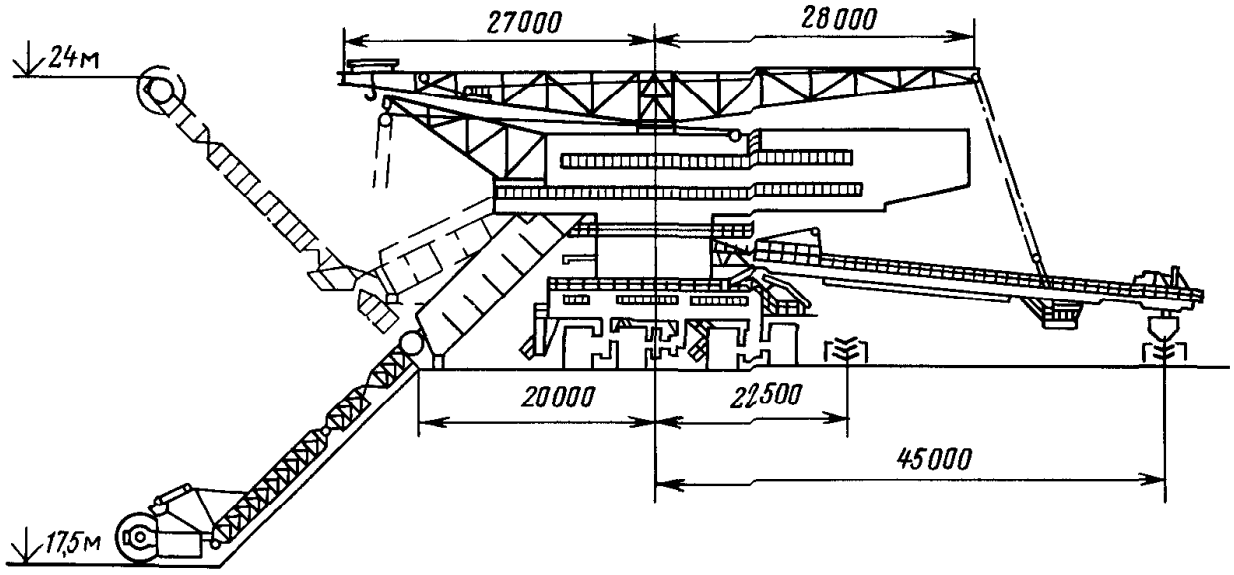


Рис. 8.10. Конструктивная схема цепного экскаватора ERs1120 на гусеничном ходу

8.2.4. Производительность многоковшовых экскаваторов

Различают теоретическую, техническую, забойную и эксплуатационную производительность многоковшовых экскаваторов.

Теоретическая производительность $Q_{теор}$ — наибольшее расчетное значение производительности экскаватора по пропускной способности его транспортирующих органов (ковшей и конвейеров).

Принято выражать теоретическую производительность ($м^3/ч$) экскаватора, как его часовую объемную производительность по разрыхленной массе,

$$Q_{теор} = V_0 s 60,$$

где V_0 — номинальная (расчетная) вместимость ковша, $м^3$; s — частота ссыпок, $мин^{-1}$.

Под номинальной (расчетной) вместимостью ковша принимается либо геометрическая вместимость самого ковша, либо часть суммарной вместимости ковша и подковшового пространства (для роторных экскаваторов).

$$V_0 = (0{,}65 \div 0{,}70)\ (V_к + V_п),$$

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 $Q_{тех}$ — максимально возможная производительность для данного экскаватора при непрерывной экскавации пород с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = \frac{Q_{теор}}{k_р} \eta_F,$$

где $k_р$ — коэффициент разрыхления; $\eta_F \le 1{,}0$ — 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:

$$\eta_F = \frac{k_{F_0} + 6{,}7 \cdot 10^{-3} \gamma_0 D_р}{k_{F_t} + 6{,}710^{-3} \gamma_t \cdot D_р},$$

где k_{F0} и k_{F_t} — удельная сила копания соответственно паспортная (расчетная) и для конкретной разрабатываемой породы, МПа; γ_o и γ_t — плотность соответственно расчетной и разрабатываемой горной массы, $т/м^3$; $D_р$ — диаметр ротора, м.

При этом значение k_{F_t} не должно превышать оговоренного технической характеристикой экскаватора максимально допустимого значения $k_{F max}$.

Забойная производительность $Q_з$ (в зарубежной практике эффективная производительность) — расчетная (фактическая) производительность экскаватора при принятой схеме отработки конкретного забоя. Цикл работы многоковшовых экскаваторов определяется временем отработки блока, в течение которого выполняются все рабочие и вспомогательные операции. Забойная производительность экскаватора ($м^3/ч$) определяется объемом блока $V_б$ и временем его отработки.

Время отработки блока $t_б$ включает время непосредственной экскавации $t_э$ при отработке блока с соответствующей этому блоку технической производительностью и расчетное время выполнения вспомогательных технологических операций при отработке блока $t_{вс}$: остановка и реверсирование механизма поворота в конце каждой стружки, переходы от стружки к стружке, от слоя к слою, от одного блока к другому. Отношение

$$k_з = \frac{t_э}{t_э + t_{вс}}$$

называется коэффициентом забоя, который учитывает потери времени на выпол-

нение вспомогательных технологических операций при отработке конкретного забоя.

При паспортных значениях параметров забоев и производительности для роторных экскаваторов обычного исполнения

$$k_з = 0{,}70 \div 0{,}80.$$

Расчетная величина забойной производительности

$$Q_з = Q_{тех} k_з k_{упр} k_п,$$

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 $k_{упр} = 0{,}92 \div 0{,}96$, для цепных $k_{упр} = 0{,}93 \div 0{,}98$.

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 имеет следующие значения.

Роторный экскаватор:	
с гравитационным рабочим органом без промежуточных режущих кромок	0,97
с гравитационным рабочим органом с промежуточными режущими кромками	0,93
с центробежным рабочим органом	0,90
Цепной экскаватор	1,00

Эксплуатационная производительность $Q_э$ — суммарный объем горных работ, выполненный экскаватором (комплексом) за определенный календарный отрезок времени (сутки, месяц, год).

В методическом плане в качестве исходной выделяют *суточную* производительность.

$$Q_{сут} = Q_з k_{г.к} k_{ис} k_{кл} k_{тр} t_{сут}, \quad (8.1)$$

где $k_{г.к}$ — коэффициент готовности комплекса оборудования, состояние которого определяет возможность работы экскавационной машины.

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 $k_п$ — коэффициент готовнисти i-й машины; $n_м$ — число машин в комплексе.

Отдельные типы машин характеризуются следующими значениями коэффициента готовности.

Роторные экскаваторы	0,90—0,95
Цепные экскаваторы	0,85—0,90
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.

$k_{ис}$ — 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.

В каждом конкретном случае нормативы плановых остановок в течение суток определяются местными условиями. Усредненно принимают $k_{ис} = 0{,}85 \div 0{,}87$.

$k_{кл}$ — коэффициент влияния климата, учитывающий характер и степень влияния климатических условий на работу экскаватора в различные периоды года.

Значения коэффициента влияния климата следует принимать по данным табл. 8.28.

Таблица 8.28.
Коэффициент влияния климата

Климатическая зона	Месяцы 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 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,97 / 1,0	0,94 / 0,97	0,92 / 0,94
Средняя	0,85 / 0,90	0,85 / 0,90	0,89 / 0,92	0,92 / 0,96	0,97 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,94 / 1,0	0,91 / 0,96	0,89 / 0,92
Северная	0,80 / 0,85	0,80 / 0,85	0,85 / 0,90	0,90 / 0,95	0,95 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	1,0 / 1,0	0,95 / 1,0	0,90 / 0,95	0,85 / 0,90	0,80 / 0,85

Примечание. Над чертой — при использовании экскаваторов на вскрышных работах, под чертой — при использовании экскаваторов на добычных работах.

Расположение районов месторождений по климатическим зонам приведено ниже.

Климатическая зона	Южная	Средняя	Северная
Район расположения месторождения	Украина, Средняя Азия	Европейская часть России, Южный Урал	Сибирь, Дальний Восток, Северный Урал, Северо-Восток Казахстана

$k_{тр}$ — коэффициент обеспечения транспортом, характеризующий степень обеспеченности работы экскаватора наличием транспортных средств.

$$k_{тр} = \frac{t_п}{t_п + t_о},$$

где $t_п$ и $t_о$ — время соответственно погрузки и обмена транспортного средства.

При использовании в качестве транспортных средств железнодорожного или автомобильного транспорта время обмена зависит от общей организации экскавационных и транспортных работ на предприятии, количества транспортных единиц в работе.

При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{тр} = 1{,}0$.

За длительный календарный отрезок времени эксплуатационная производительность определяется из выражения

$$Q_э = Q_{сут} T_р k_{вр},$$

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 $T_{п.о}$ — плановые остановки соответственно технологические и организационные, сут.

Плановые технологические остановки

$$T_{п.т} = (T_{пер} + T_{хх}) m_{пер}, \quad (8.2)$$

где $T_{пер} = 3 \div 5$ сут — затраты времени на одну передвижку транспортных коммуникаций в забое и на отвале, вызывающие остановку всего комплекса; $T_{хх}$ — затраты времени на холостой перегон оборудования в процессе одного перехода от заходки к заходке, усредненно $T_{хх} = L_{хх}/(12v_{хх})$; $L_{хх}$ — суммарная длина холостых перегонов, м; $v_{хх}$ — расчетная скорость передвижения машины, м/ч; $m_{пер}$ — количество переходов от заходки к заходке в течение рассматриваемого календарного отрезка времени.

При совмещении операций передвижки транспортных коммуникаций с холостым перегоном оборудования в формулу (8.2) вводится продолжительность наиболее длительной из этих двух операций.

Время передвижки транспортных коммуникаций определяется факторами, свойственными конкретному объекту (шаг передвижки, длина передвигаемых коммуникаций, тип и количество применяемого для передвижки оборудования, сменность работ по передвижке и т.д.).

Плановые организационные остановки

$$T_{п.о} = T_{рем} + T_{кл} + T_{пр},$$

где $T_{рем}$ и $T_{кл}$ — простои экскаватора (комплекса) в течение рассматриваемого календарного отрезка времени соответственно в ремонтах всех видов и по климатическим условиям, сут; $T_{пр}$ — количество 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 ремонтный цикл предусматривает:

$$РЦ = Т - Т - С - Т - Т - К,$$

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 $T_м$, сут.

В целях стабилизации годовой производительности оборудования, особенно машин, ППР которых выполняются непосредственно в забое, рекомендуются рассосредоточенные годовые ремонты, примерно равной ежегодной продолжительностью, в течении которых выполняются совмещенно-рассосредоточенные объемы всех трех видов ППР. Продолжительность рассосредоточенного ремонта

$$T_{р.р} = \frac{4T_т + T_с + T_к}{T_{р.ц}},$$

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. 8.29.

С учетом сказанного годовая продолжительность всех видов ремонтов при круглогодовой работе

$$T^г_{рем} = T_{р.р} + (12 - \frac{T_{р.р}}{30} - 1)\, T_м.$$

При сезонной работе все виды ремонтов, кроме ежемесячных ТО, целесообразно выполнять в период остановки оборудования. Тогда продолжительность ремонтов за рабочий сезон

$$T^с_{рем} = (n_с - 1)\, T_м,$$

где $n_с$ — продолжительность рабочего сезона, мес.

Сезонная работа оборудования применяется главным образом при использовании вскрышных комплексов для разработки и транспортирования относительно обводнен-

Таблица 8.29.
Рекомендуемая продолжительность ремонтов роторных экскаваторов на угольных разрезах

Градация экскаваторов по производительности	Теоретическая производительность, м³/ч	Вид ремонта, сут				Рассосредоточенный ремонт, сут
		капитальный	средний	текущий	ежемесячное ТО	
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—10000	110	80	45	5	60

ных 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:

Климатическая зона	Южная	Средняя	Северная
Продолжительность простоев по климатическим условиям, сут			
круглогодичная работа	4	7	10
сезонная работа	2	4	5

Изложенная методика определения производительности многоковшовых экскаваторов основана на предположении о детерминированности значений всех факторов ее определяющих. Фактически они являются в основном случайными.

В качестве исходной величины, характеризующей вероятностный характер функционирования оборудования, рекомендуется принимать суточную производительность одного экскаватора (комплекса).

Обработка достаточно представительного объема статистического материала показала, что случайная величина суточной производительности подчинена нормальному закону распределения.

При заданной вероятности p или степени риска $\alpha = 1-p$ суммарное значение эксплуатационной производительности группы машин (комплексов) будет не ниже значения:

$$Q_{\text{э сумmin}} = \sum_{i=1}^{n_м} Q_{\text{сут ср}i} t_{\text{р}i} - k_\alpha k_V \sqrt{\sum_{i=1}^{n_м} Q_{\text{сут ср}i} t_{\text{р}i}},$$

где $Q_{\text{сут ср}i}$ — среднее (расчетное) значение суточной производительности i-й машины [см. формулу (8.1)], м³/сут; $t_{\text{р}i}$ — расчетное число суток работы i-й машины за рассматриваемый календарный отрезок времени [см. формулу (8.1)], сут; k_α — квантиль, соответствующий принятой степени риска; k_V — коэффициент вариации величины суточной производительности, рекомендуется принимать $k_V = 0{,}33$.

Значения квантиля k_α в зависимости от степени риска α приведены ниже.

Степень риска α, %	50	20	10	5	2	1
Квантиль k_α	0,00	0,84	1,28	1,64	2,00	2,33

Рекомендуется принимать следующие значения степени риска (%)

Добычное оборудование	2
Вскрышное оборудование	5

Таблица 8.30.
Возможное снижение эксплуатационной производительности (%) участка по сравнению с ее средним расчетным значением

Календарный отрезок времени	Число машин					
	1	2	4	6	8	10
1 сут	66,0	46,8	33,0	26,9	23,3	20,9
5 сут	29,5	20,9	14,8	12,0	10,4	9,3
1 мес (25 сут)	13,2	9,3	6,6	5,4	4,7	4,2
1 год (250 сут)	4,2	3,0	2,1	1,7	1,5	1,3

С учетом рекомендуемых исходных величин в качестве примера в табл. 8.30 приведены значения возможного снижения эксплуатационной производительности добычного участка для различного числа одинаковых машин и различных календарных отрезков времени.

Приведенные цифры иллюстрируют то положение, что усредненная оценка эксплуатационной производительности оборудования, допустимая при использовании на одном предприятии (участке) относительно большого числа машин, может привести к серьезным ошибкам при ее использовании применительно к предприятиям, оснащенным ограниченным числом машин, и календарным отрезкам времени, меньшим календарного года (время остановки части оборудования на ППР, времени отработки одной заходки и др.).

8.2.5. Соотношение параметров забоя и линейных параметров роторных экскаваторов

Основные понятия и условные обозначения приведены на рис. 8.11.

Высота уступа H_y — высота отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора. Паспортное значение высоты уступа — H_0.

Глубина нижнего черпания $H_н$ — глубина отрабатываемого уступа, замеренная от уровня стояния роторного экскаватора.

Высота слоя h — часть высоты уступа, отрабатываемая за один проход роторного колеса при работе вертикальными стружками. При нормальных условиях эксплуатации

$$h = (1{,}0 \div 1{,}35)R_р.$$

Высота верхнего слоя обозначается $h_в$.

Угол откоса забоя α_1 — 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.

Угол откоса уступа α_2 — угол наклона к горизонту касательной, проведенной к эллипсам (окружностям), образованным роторным колесом при отработке верхнего и нижнего слоев, замеренный в плоскости поперечной оси экскаватора перпендикулярно к ходу его движения в забое.

С достаточной для практических целей степенью точности в целях упрощения расчетных математических выкладок за угол откоса уступа принимают угол наклона прямой α_2, соединяющей точки образующей роторного колеса (эллипса или окружности) на уровне его центров при отработке верхнего и нижнего слоев.

Угол поворота экскаватора в сторону уступа δ — угол поворота верхней части экскаватора в сторону уступа, замеренный от продольной оси движения экскаватора: при отработке верхнего слоя — $\delta_в$, при отработке нижнего слоя — $\delta_н$.

Угол поворота экскаватора в сторону свободного пространства ε — угол поворота верхней части экскаватора, замеренный от продольной оси движения экскаватора в сторону свободного пространства при отработке нижнего слоя.

Ширина заходки $B_{зах}$ — размер по ширине уступа, отрабатываемого за один проход роторного экскаватора вдоль фронта работ.

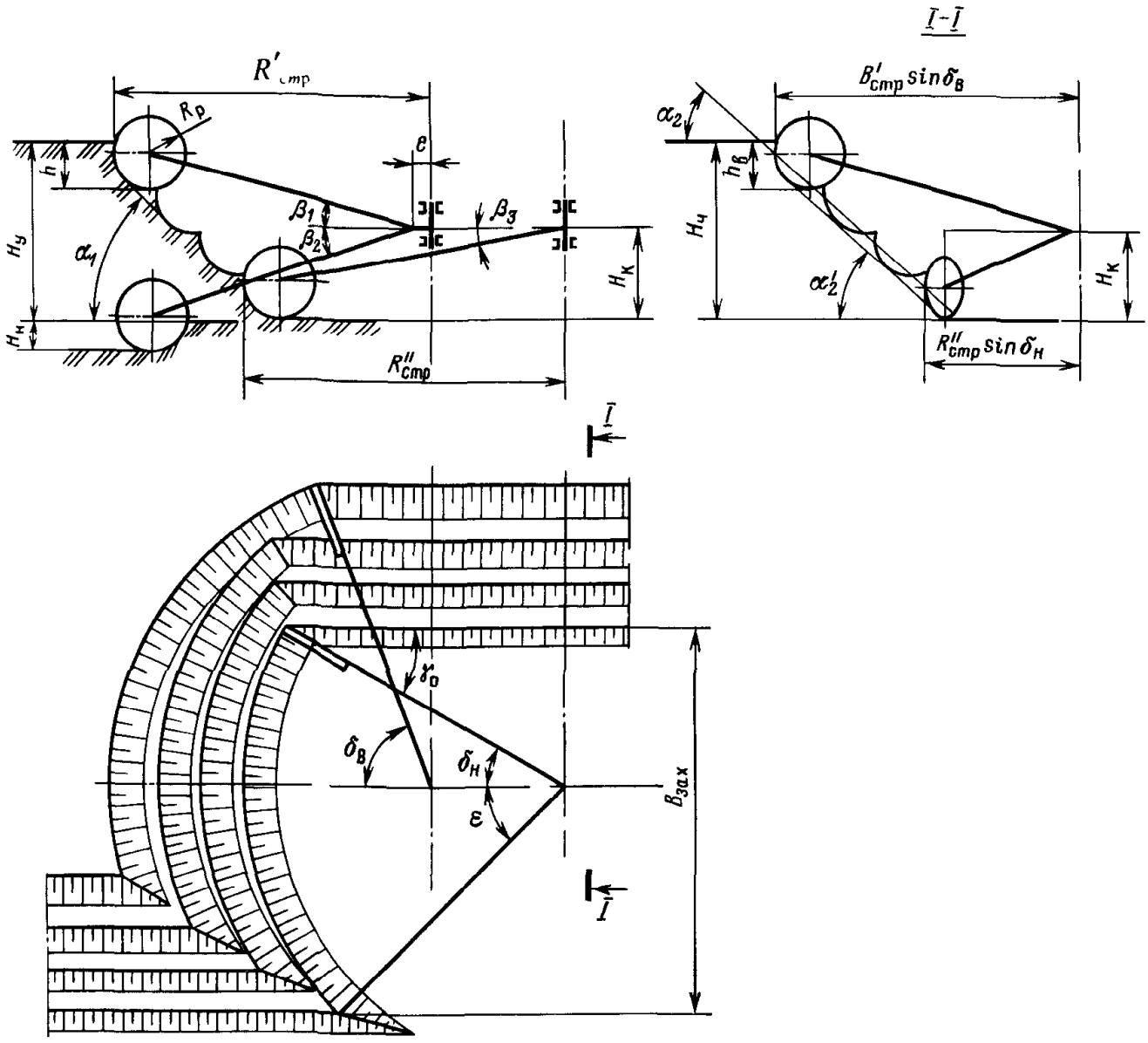


Рис. 8.11. Схема отработки забоя роторным экскаватором

Диаметр (радиус) роторного колеса $D_р$ ($R_р$), замеренный по кромкам ковшей.

Длина стрелы ротора $L_{стр}$, замеренная от оси ее качания до центра роторного колеса.

Высота оси качания стрелы ротора $H_к$, замеренная от уровня стояния экскаватора.

Эксцентриситет оси качания стрелы ротора e — расстояние по горизонтали от оси поворота машины до точки качания стрелы ротора.

Угол подхода роторного колеса к забою (угол размещения оборудования) $\gamma_о$ — конструктивный параметр экскаватора, определяемый углом в плане между линией, соединяющей ось поворота верхней части экскаватора с кромкой ковша роторного колеса, и линией, соединяющий эту точку кромки ковша с наиболее выступающей частью конструкции на оголовке стрелы ротора.

Угол наклона стрелы ротора β — 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.

Соотношения параметров забоя и линейных параметров экскаваторов:

угол откоса уступа

$$\operatorname{tg}\alpha_2 = \frac{H_у - h_в}{\sin\delta_в\sqrt{L_{стр}^2 - (H_у - H_к - h_в + R_р)^2} - L_{стр}\cos\beta_3\sin\delta_н + (R_р + e)(\sin\delta_в - \sin\delta_н)}.$$

Ограничения параметров:

$$\delta_н \geq \gamma_0;\ H_у \leq H_0.$$

При работе горизонтальными стружками $h_в = 1{,}35R_р$.

Наименьшее значение угла откоса уступа обеспечивается при $\delta_в = 90°$; $\delta_н = \gamma_0$; $h_в = 1{,}35R_р$.

Ширина заходки

$$B_{зах} = R_{стр}'' \ (\sin\delta_н + \sin\varepsilon)$$

или $B_{зах} = (R_р + e + L_{стр}\sin\beta_3)\ (\sin\delta_н + \sin\varepsilon)$.

Наибольшая возможная ширина заходки при заданных $H_у$ и α_2 и $\delta_в = 90°$

$$B_{зах.max} = L_{стр}(\cos\beta_1 + \cos\beta_3\sin\varepsilon) + (R_р + e)\ (1 + \sin\varepsilon) - \frac{H_у - h_в}{\operatorname{tg}\alpha_2}.$$

В зависимости от свойств разрабатываемых пород угол поворота экскаватора в сторону свободного пространства ε не должен превышать 30—45°.

8.2.6. Силовые параметры роторных экскаваторов

Взаимодействие рабочего органа роторных экскаваторов с горным массивом и развиваемые при этом усилия копания зависят от большого числа факторов, связанных со свойствами горного массива, формой и геометрическими размерами срезаемых стружек, конструктивными особенностями режущих элементов ковшей, динамическими характеристиками систем приводов рабочего органа и конструктивных элементов экскаватора и т.д.

Имеющиеся математические зависимости, определяющие текущие значения усилий копания, недостаточно обоснованы, и не могут быть рекомендованы к практическому применению.

Наибольшее распространение в отечественной и в последнее время зарубежной практике получила условная зависимость, предполагающая пропорциональность усилия копания площади сечения срезаемой стружки:

$$F_к = K_F F_{стр},$$

где K_F — удельная сила копания; $F_{стр} = tb$ — площадь стружки в сечении, перпендикулярном к траектории вращения роторного колеса.

Значение усилия копания в этой зависимости следует рассматривать не как текущее, а как суммарную величину этого усилия на всех ковшах, находящихся во взаимодействии с массивом, усредненную на отрезке времени продолжительностью не менее одного оборота ротора.

Суммарное окружное усилие (кН) копания

$$F_к = \frac{K_F Q_{пл}}{0{,}188 D_р n_р},$$

где K_F — удельная сила копания, МПа; $Q_{пл}$ — расчетная производительность экскаватора по плотной массе, м^3/ч; $n_р$ — частота вращения ротора, мин$^{-1}$; $D_р$ — диаметр ротора, м.

Возможные предельные (пиковые) значения суммарного окружного усилия копания могут учитываться коэффициентом вариации (коэффициентом динамичности) этого усилия, зависящего от указанных конструктивных особенностей роторного экскаватора и свойств разрабатываемого горного массива. Для роторных экскаваторов, работающих в условиях крепких пород, коэффициент может достигать значений 1,5—2,0.

Мощность (кВт), необходимая на копание, при заданной производительности экскаватора в плотной массе

$$P_к = \frac{K_F Q_{пл}}{3{,}67}.$$

Структура данной формулы показывает, что удельную силу копания можно рассматривать как величину удельной энергоемкости процесса копания, отнесенную к единице объема экскавируемого материала.

Мощность, необходимая на подъем экскавируемого материала,

$$P_п = \frac{0{,}67 \cdot 10^{-2} Q_{пл} \gamma_{пл} D_р}{3{,}67},$$

где $\gamma_{пл}$ — плотность экскавируемого материала, т/м^3.

Суммарная мощность привода ротора

$$P_р = \frac{P_к + P_п}{\eta_р},$$

где $\eta_р = 0{,}9$ — КПД привода ротора.

При известной установленной мощности привода ротора и заданной производительности роторного экскаватора расчетное значение удельной силы (МПа) копания

$$K_F = \frac{3{,}3 P_р}{Q_{пл}} - 0{,}67 \cdot 10^{-2} \gamma_{пл} D_р.$$

Разрабатываемые роторными экскаваторами породы принято делить на три категории:

Слабые	$K_F < 0{,}7$
Средней крепости	$K_F = 0{,}7 \div 1{,}4$
Повышенной крепости	$K_F = 1{,}4 \div 2{,}1$

Классификация пород по этому признаку приведена в табл. 8.31.

В соответствии с принятой классификацией в отечественной практике различают роторные экскаваторы с нормальной (тип ЭР), повышенной (тип ЭРП) и высокой (тип ЭРВ) удельными силами копания.

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 $f_{ср} = 1{,}85 \div 2{,}20$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова (временное сопротивление одноосному сжатию $\sigma_{сж} = 18 \div 22$ МПа).

Расширение возможного предела использования роторных экскаваторов мо-

Таблица 8.31.
Сопротивление пород копанию при их разработке роторными экскаваторами

Группа пород	Порода	Месторождение	Удельная сила 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	Четвертичные отложения всех месторождений СНГ. Коренные породы Кумертауского, Мугунского, Харанорского, Орловского, Кушмурунского и Днепровского месторождений. Марганцевые карьеры Украины	До 0,7
Средней крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты средней крепости, мергели Бурые угли крепкие, угли бурые с промерзшим слоем	Ангренское, Борлинское, Харанорское, Лучегорское, Тигнинское месторождения. Канско-Ачинский бассейн, КМА Бурые угли всех месторождений СНГ	0,7—1,4
Повышенной крепости	Глинистые песчаники, алевролиты и аргиллиты крепкие Каменные угли	Экибастузский бассейн (до глубины 50 м), Майкюбенское, Борлинское, Шубаркольское месторождения Каменные угли всех месторождений	1,4—2,1

жет быть обеспечено соответствующей буровзрывной подготовкой горного массива или предварительной обработкой горной массы водными растворами поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Для роторных экскаваторов с высокими удельными усилиями копания требуется принятие специальных конструктивных мер, обеспечивающих повышение их динамической устойчивости в процессе копания. Радикальное решение этого вопроса достигается гидрофикацией приводов ротора и поворота (или одного из этих приводов).

8.2.7. Опыт применения роторных экскаваторов

Область эффективного применения роторных экскаваторов ограничивается в настоящее время следующими факторами.

По физико-механическим свойствам разрабатываемых горных пород. *Нижняя граница* области рационального применения роторных экскаваторов определяется обводненностью горного массива, склонностью горных пород к налипанию и намерзанию, их тиксотропностью и другими аналогичными факторами. Существующие способы и средства борьбы с налипанием и намерзанием горной массы не в состоянии полностью нейтрализовать негативное влияние перечисленных факторов. Поэтому при разработке слабых вскрышных пород, особенно четвертичных (см. табл. 8.31), рекомендуется их сезонная работа с остановкой на зимний (осенне-весенний) период.

Верхняя граница области применения роторных экскаваторов ограничивается крепостью разрабатываемых горных пород. 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 при-

нятии соответствующих конструктивных мер — до $f = 3$ ($\sigma_{сж} = 30$ МПа).

Применение буровзрывной подготовки горного массива обычно приводит к повышению кусковатости горной массы, что требует при экскавации угля или использовании конвейерного транспорта установки на экскаваторе специальных дробильных установок, обеспечивающих кусковатость материала в пределах 300—400 мм.

По климатическим условиям. В зависимости от условий эксплуатации используются роторные экскаваторы в нормальном исполнении с рабочим диапазоном температур окружающего воздуха от +35 ÷+ 40°С до −20 ÷ -25°С и в морозостойком исполнении, обеспечивающим работу экскаватора в диапазоне температур ±40°С. Этот тип экскаваторов сохраняет работоспособность при понижении температур до -50 ÷ - 55°С.

По производительности. Нижняя граница целесообразного применения роторных экскаваторов по производительности 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 ж.-д. транспорта. При работе добычных и вскрышных роторных экскаваторов с конвейерным транспортом нижняя граница целесообразного применения таких комплексов оценивается 3500—4000 м^3/ч.

По назначению роторные экскаваторы разделяются на добычные и вскрышные.

Добычные роторные экскаваторы производительностью 500—5000 м^3/ч применяются главным образом на угольных месторождениях. Их применение обеспечивает регламентированную для энергетических углей крупность (до 300 мм), сокращает или устраняет буровзрывные работы, улучшает дозированную загрузку ж.-д. вагонов.

На основании опыта эксплуатации рекомендуются следующие сочетания добычных роторных экскаваторов с различными видами транспорта:

Роторные экскаваторы производительностью до 1500 м^3/ч	Ж.д. и автомобильный транспорт
То же производительностью 1500—3500 м^3/ч	Ж.-д. транспорт
То же производительностью 3500—5000 м^3/ч	Конвейерный транспорт

Вскрышные роторные экскаваторы находят широкое применение главным образом при экскавации мягких вскрышных пород в сочетании с конвейерным транспортом. На вскрышных работах роторные экскаваторы используются как при транспортной, так и при транспортно-отвальной системе разработки.

Применяемые в странах СНГ при транспортно-отвальной системе разработки комплексы оборудования производительностью 5000—7000 м^3/ч имеют в своем составе отвалообразователь с вылетом отвальной консоли 190 м.

Роторные экскаваторы и комплексы нашли применение при производстве вскрышных работ на карьерах Никополь-Марганецкого бассейна, Курской магнитной аномалии, угольных разрезах Днепровского буроугольного и Канско-Ачинского бассейнов и при производстве добычных работ на разрезах Экибастузского, Канско-Ачинского и Иркутского бассейнов.

В табл. 8.32 и 8.33 приведены наиболее характерные данные об использовании роторных экскаваторов (комплексов) при производстве вскрышных и добычных работ.

Приведенные в табл. 8.32 показатели работы вскрышных роторных комплексов на марганцевых карьерах Орджоникидзовского ГОКа наиболее представительны для месторождений южной климатической зоны. 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 уст-

Таблица 8.32.

Производительность вскрышных роторных экскаваторов (комплексов) на марганцевых карьерах Орджоникидзевского горно-обогатительного комбината за 1991 г.

Карьер	Система разработки	Роторный экскаватор*	Расчетная техническая производительность экскаватора по плотной массе, м³/ч	Фактическая годовая производительность комплекса, тыс. м³	Среднегодовой коэффициент использования оборудования по производительности $k_{и.п}$
Шевченковский	Транспортно-отвальная	ЭРГ-1600	3350	8350	0,31
	Транспортная с конвейерами	ЭРГ-1600	3350	6964	0,27
Запорожский	Транспортно-отвальная	SchRs-1500	3750	8895	0,26
	Транспортная с конвейерами	ЭРГ-1600	3350	7041	0,26
Северный	Транспортно-отвальная	SRs-2400	4900	10888	0,26
	Транспортная с конвейерами	SPs-2400	4900	8414	0,22
Чкаловский № 1	Транспортно-отвальная	ЭРШР-1600	3750	10045	0,33
	Транспортная с конвейерами	ЭРШР-1600	3750	8510	0,27
Чкаловский № 2	Транспортно-отвальная	ЭРШР-1600	3750	9021	0,30
	Транспортная с конвейерами	SRs-2400	4900	10919	0,28

Примечания. 1 Марки роторных экскаваторов соответствуют их обозначению на момент поставки. Эти экскаваторы являются прототипами машин, выпускаемых в настоящее время (см. табл. 8.23, 8.25) ЭРГ-1600 и ЭРШР-1600 — ЭРШР-5000, SRs-2400. 2. $k_{и.п}$ — отношение фактической выработки оборудования к технической (паспортной) производительности за данный календарный отрезок времени.

Таблица 8.33.

Производительность добычных роторных экскаваторов на угольных разрезах

Экскаватор	Вид транспорта	Расчетная техническая производительность по плотной массе, м³/ч	Среднегодовая производительность списочного экскаватора и коэффициент использования оборудования по производительности			
			ПО Экибастузуголь		ПО Красноярскуголь	
			$Q_{ф.к}$, тыс. м³	$k_{и.п}$	$Q_{ф.к}$, тыс. м³	$k_{и.п}$
ЭР-1250	Железнодорожный	900	1300	0,16	1400	0,18
ЭРП-2500	"	1750	2000	0,13	4000	0,26
ЭРШРД-5000	"	3500	3850	0,12	4800	0,16
SRs(K)-2000	"	3200	2800	0,10	—	—
SRs(K)-2000	Конвейерный	3200	3650	0,13	—	—

ройства и др.) и разработке четвертичных отложений, представленных глинистыми обводненными породами, не удается достигнуть достаточно высоких показателей использования роторных экскаваторов и комплексов.

Так, на угольном разрезе "Широкий" (Дальний Восток) при применении вскрышного комплекса в составе роторного экскаватора ЭР-1250 (расчетная техническая производительность 1150 м^3/ч в плотной массе), ленточных конвейеров и отвалообразователя для разработки передового уступа, содержащего глинистые породы, среднегодовая за 5 лет производительность комплекса составила 1200 тыс. м^3 при максимально достигнутом значении 1528 тыс. м^3, что соответствует годовым значениям соответственно $k_{и\,п} = 0{,}12$ и $k_{и\,п} = 0{,}15$. Сезонность работы комплекса составила 6 мес. Устойчивая работа комплекса обеспечивается в течение мая—сентября при среднемесячном значении $k_{и\,п} = 0{,}25$. Аналогичная картина наблюдается при использовании вскрышного комплекса с экскаватором ЭРП-5250Вс теоретической производительностью 5250 м^3/ч на разрезе Березовский Канско-Ачинского бассейна, разрабатывающего четвертичные отложения, представленные главным образом обводненными суглинками и глинами.

Использование вскрышных роторных экскаваторов в условиях северной зоны существенно улучшается при разработке малообводненных пород, не склонных к сильному налипанию и намерзанию. Так, на разрезе Назаровский Канско-Ачинского бассейна при использовании роторного экскаватора SRs(K)-4000 теоретической производительностью 6700 м^3/ч для разработки аргиллитов, алевролитов и слабых песчаников достаточно эффективная работа обеспечивается в течение 9 мес в году. Среднемесячная производительность этого экскаватора, работающего по транспортно-отвальной системе с длинностреловым отвалообразователем, составила в 1991—1993 гг. около 900 тыс. м^3, максимально достигнутая — 1200 тыс. м^3, что соответствует месячному значению соответственно $k_{и\,п} = 0{,}25$ и $k_{и\,п} = 0{,}33$.

По имеющимся данным годовые значения коэффициентов использования оборудования по технической производительности для вскрышных роторных экскаваторов, работающих в Германии (транспортные системы с ленточными конвейерами), составляют 0,35—0,45.

Добычные роторные экскаваторы в основном используются в северной климатической зоне (Северный Казахстан, Сибирь, Дальний Восток). Работающие там экскаваторы приспособлены к суровым климатическим условиям северной зоны и практически их производительность не снижается в зимний период времени. Низкие значения коэффициентов их использования по производительности (см. табл. 8.33), особенно машин с повышенной единичной мощностью, связаны главным образом с объективно необходимыми перерывами в их работе при применении железнодорожного транспорта. При использовании таких экскаваторов с конвейерным транспортом (разрез Восточный Экибастузского бассейна, разрез Березовский Канско-Ачинского бассейна) их производительность и степень использования увеличиваются в пределах возможностей отгрузки и сбыта угля (см. табл. 8.32).

8.2.8. Экскавационное оборудование непрерывного действия фрезерного типа

Развитие экскавационной техники для открытых горных работ характеризуется появлением новых выемочно-погрузочных машин нетрадиционного конструктивного исполнения и технологического использования. Этот новый тип машин получил на Западе название "Серфис Майнер" (СМ). В странах СНГ их называют машинами фрезерного типа.

Процесс экскавации этих машин осуществляется за счет вращения широкозахватного рабочего органа роторного или шнекового типа и непрерывного горизон-

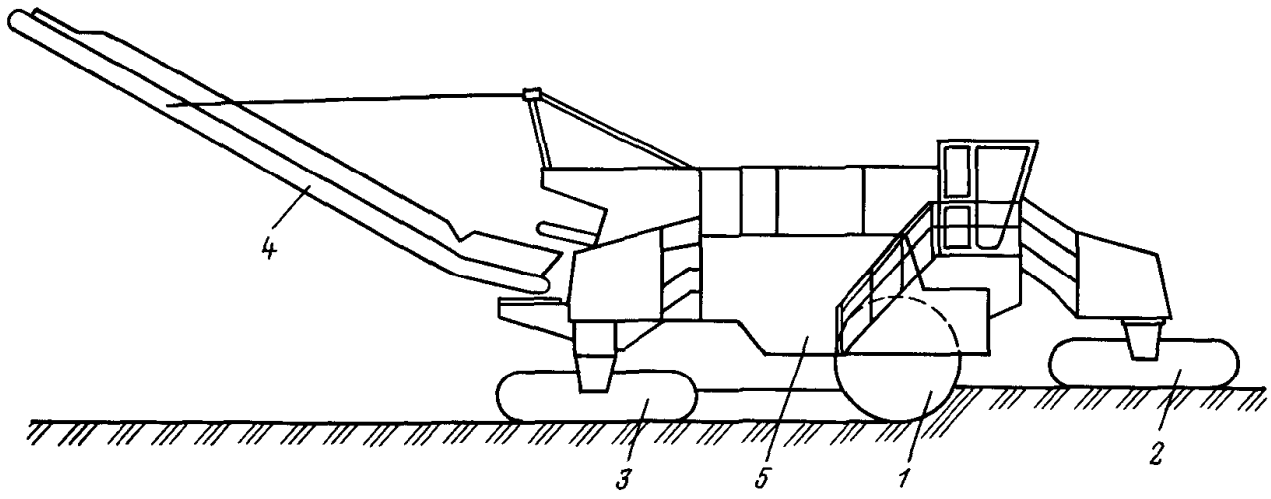


Рис. 8.12. Принципиальная конструктивная схема экскавационной машины типа СМ фирмы "Виртген":

1 — рабочий орган; *2* и *3* — соответственно передняя и задняя ходовая тележка; *4* — поворотная разгрузочная консоль; *5* — рама машины

тального перемещения всей машины. Транспортирование в пределах машины и погрузка в средства транспорта экскавируемой горной массы осуществляются ленточными конвейерами и совмещаются во времени с процессом экскавации. По характеру работы машины этого типа относятся к машинам непрерывного действия.

Рабочий орган машин закреплен непосредственно на раме машины. Отсутствие традиционных для роторных экскаваторов поворота верхнего строения и стрелы ротора позволяет существенно снизить влияние усилий копания на конструктивные элементы машины, уменьшить ее габариты и массу, расширить диапазон разрабатываемых горных пород по крепости.

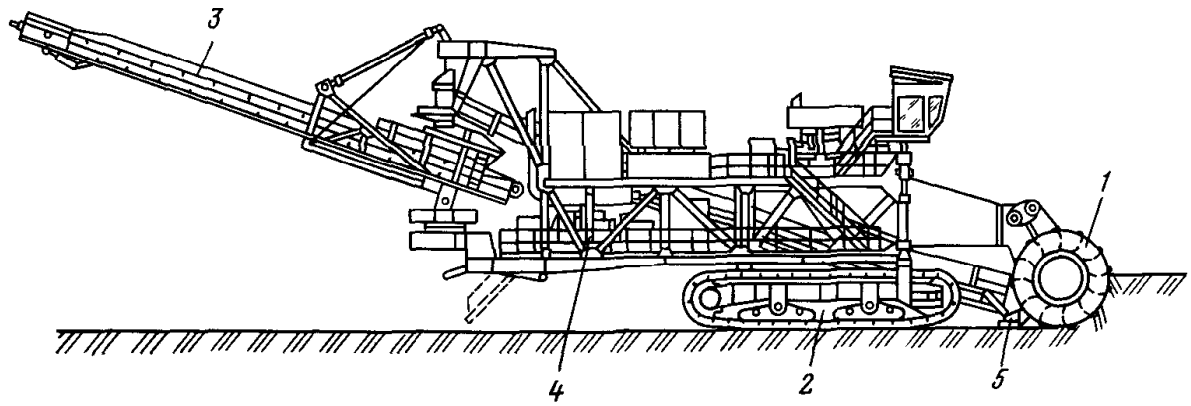


Рис. 8.13. Принципиальная конструктивная схема экскавационной машины типа СМ фирмы "Крупп Фордертехник" (КСМ):

1 — рабочий орган; *2* — ходовая тележка; *3* — поворотная разгрузочная консоль; *4* — рама машины; *5* — опорный башмак

Таблица 8.34.
Техническая характеристика машин типа "Серфис Майнер"

Показатели	Машины фирмы "Виртген"			
	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	3,0	3,5	4,2
Диаметр рабочего органа, м	0,95	1,27	1,40	2,1
Наибольшая высота отрабатываемого слоя, м	0,25	0,40	0,47	0,60
Мощность привода рабочего органа, кВт	280	280	450	550
Удельная энерговооруженность (при расчетной производительности), кВт ч/$м^3$	0,72	0,39	0,43	0,37
Скорость хода при расчетной производительности, м/мин	10,0	10,0	10,0	10,0
Масса машины, т	65	60	129	155

Как правило, такая техника обеспечивает возможность отработки горного массива средней крепости (до $f = 7 \div 8$) без предварительной буровзрывной подготовки. Конструктивно-технологические особенности фрезерных машин предопределяют послойную отработку уступов по высоте и полосовую отработку в каждом слое.

Созданием нового типа оборудования в настоящее время занимаются главным образом две немецкие фирмы: "Крупп Фордертехник и "Виртген".

Конструктивное исполнение машин фирмы "Виртген" (рис. 8.12) характеризуется центральным расположением рабочего органа под рамой машины. Ходовое оборудование машины включает в себя две гусеничные тележки, расположенные спереди и сзади рабочего органа. Такая конструкция предопределяет возможность изменения направления движения машины по определенному радиусу (невозможность разворота машины на месте). Машины приспособлены в основном к отработке сложноструктурных залежей горизонтального и слабонаклонного залегания при относительно небольших значениях мощностей отдельных пластов и породных пропластков. Их целесообразно использовать в сочетании с автотранспортом при относительно невысоких объемах горных работ.

Конструктивное исполнение машин "Крупп Фордертехник" (тип КСМ — Крупп Серфис Майнер, рис. 8.13), отличающееся консольным расположением рабочего органа и двухгусеничным ходовым оборудованием, более универсально, хорошо приспосабливается к различным горнотехническим условиям, и наиболее эффективно может применяться для производства вскрышных работ при относительно больших объемах горных работ, обладая также возможностью селективной разработки слоистоструктурных залежей.

Послойно-полосовой способ отработки уступов при применении машин фрезерного типа может осуществляться либо перемещением непосредственно за маши-

Продолжение табл. 8.34

Показатели	Машины фирмы "Крупп Фордертехник"		Машина совместного Германо-Российского производства
	КСМ-2000	КСМ-4000	КСМ-2000К
Теоретическая производительность по разрыхленной горной массе, $м^3/ч$	2000	4000	2000
Расчетная техническая производительность по плотной массе, $м^3/ч$	1400	2800	1400
Ширина захвата (полосы), м	5,6	7,1	6,0
Диаметр рабочего органа, м	3,55	3,85	4,5
Наибольшая высота отрабатываемого слоя, м	2,50	2,75	3,00
Мощность привода рабочего органа, кВт	370	740	1100
Удельная энерговооруженность (при расчетной производительности), $кВт \cdot ч/м^3$	0,26	0,26	0,79
Скорость хода при расчетной производительности, м/мин	1,7	2,4	1,3
Масса машины, т	190	380	400

ной автосамосвалов, либо введением в состав горнотранспортного оборудования дополнительного звена (перегружателя), осуществляющего связь между непрерывно перемещающейся экскавационной машиной и, например, линией ленточных конвейеров.

Основные технические данные выпускаемых и перспективных машин типа СМ приведены в табл. 8.34.

Параметры машины КСМ-2000К разработаны фирмой "Крупп Фордертехник" и Институтом горного дела им. А.А. Скочинского применительно к условиям отработки угольных месторождений Кузбасса, Восточной Сибири и других аналогичных регионов.

Для определения эксплуатационной производительности машины фрезерного типа может быть использована методика определения производительности многоковшовых экскаваторов (разд. 8.2.4.). При этом для определения коэффициента забоя $k_з$ 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).

Рассчитанная по этой методике годовая производительность машины КСМ-2000К при номинальных параметрах забоя и расчетной технической производительности 1400 $м^3/ч$ составляет 4,4 млн $м^3$ при автомобильном и 5,0 млн $м^3$ при конвейерном транспорте.

8.3. Колесные погрузчики

8.3.1. Конструктивные и технологические особенности

Одноковшовый погрузчик представляет собой самоходную мобильную и маневренную погрузочно-транспортную машину, оборудованную навесным рабочим органом — ковшом, шарнирно-закрепленным на конце стрелы и разгружающимся

вперед (отсюда название "фронтальный" погрузчик).

Колесные фронтальные одноковшовые карьерные погрузчики изготовляются в Беларуси (МПА "Амкодор"), США (фирмы "Катерпиллер", "Кларк Эквипмент", "Интернейшнл Харвестер", "Ле-Турно", "Паккар-Дарт" и др.), Японии (фирма "Комацу", "Кавасаки"), Италии (фирма "Фиат-Аллис") и других странах (табл. 8.35, 8.36).

Кинематические и конструктивные схемы рабочих органов погрузчиков принципиально отличаются от схем рабочих органов экскаваторов типа "прямая лопата". Благодаря достаточно высокому напорному усилию при горизонтальном внедрении ковша, развиваемому за счет сцепного веса погрузчика; оснащению погрузчика поворотным ковшом совковой формы; достижению наиболее рациональной траектории рабочего органа и эффективного процесса черпания разрыхленных горных пород, а также установке погрузчика на колесный ход обеспечивается возможность создания мощных колесных погрузчиков, масса которых в 5—8 раз меньше. В связи сэтим современные карьерные погрузчики успешно конкурируют с карьерными экскаваторами с ковшом вместимостью до 12 м^3. Это также обусловлено следующими преимуществами колесных погрузчиков:

высокой скоростью передвижения, что дает возможность одному погрузчику обслуживать несколько забоев (горизонтов) одного или нескольких близко расположенных карьеров;

небольшими габаритами и большой маневренностью, позволяющими использовать погрузчики в стесненных условиях;

незначительной зависимостью производительности погрузчика от высоты забоя, что создает благоприятные условия для применения их при разработке невысоких развалов взорванных горных пород и уступов;

универсальностью 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.

Наиболее широкое распространение на карьерах в последние 15—20 лет получили большегрузные колесные карьерные погрузчики. Из сотен зарубежных погрузчиков, применяемых на карьерах стран СНГ, свыше 80 % — погрузчики с ковшом вместимостью 7,65—9,2 м^3 и менее 20 % — 4,6 м^3.

В отечественной и зарубежной практике открытых горных работ преобладающее распространение получили наиболее простые по конструкции и надежные в работе неповоротные большегрузные колесные фронтальные карьерные погрузчики с передней разгрузкой ковша.

Специальные базовые машины погрузчиков компонуются, как правило, по четырехколесной схеме со всеми ведущими колесами. Преимущественно изготавливаются погрузчики с двухсекционной шарнирно-сочлененной рамой.

Использование в зарубежной практике бескамерных шин низкого давления (245—451 кПа) обеспечивает снижение массы погрузчиков, повышение надежности и долговечности ходовой части, особенно при работе с переувлажненными грунтами и с большим содержанием абразивной мелкой крошки, повышение рабочих и транспортных скоростей движения погрузчиков.

Несмотря на рост грузоподъемности и мощности вновь создаваемых и модернизированных большегрузных погрузчиков (см. табл. 8.36), они практически не утрачивают своих маневровых и мобильных качеств.

Современные карьерные погрузчики предназначены для нормальной работы в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью до 91—170 т. Помимо моделей со стандартной стрелой крупнейшие фирмы выпускают погрузчики с удлиненной стрелой, обеспечивающей возможность нормальной работы с автосамосвалами грузоподъемностью до 154—350 т. При

Таблица 8.35.
Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в Беларуси и Японии

Показатели	МПА "АМКОДОР" Беларусь		"КОМАЦУ" Япония			
	ТО-27-2	ТО-21-1	WA-500-1	WA-600-1	WA-700-1*	WA-800-2*
Номинальная грузоподъемность, т	7,3	15	—	—	—	17,1
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	4,3	9,3	4,0	5,4	8,5	10,5
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	3,65	7,65	—	—	—	6,7—8
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	—	—	4,0—4,4	5,7—11,0	8,5—9,2	6,7—10,5
Ширина режущей кромки ковша, мм	3150	4170	—	—	—	5040
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3900	4200	3275	3775	4380	5715
Вынос ковша по лезвию режущей кромки при полном подъеме и разгрузке под углом 45°, мм	1200	1850	1320	1640	1910	2110
Мощность двигателя, кВт:						
максимальная	246	588,3	—	—	—	—
на маховике	—	404,5	217,0	309,0	478,0	588,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН	240	402,5	264,8	445,8	516,9	676,8
Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч:						
при движении вперед	5,8—34,8	5,3; 11; 21,2	34,2	32,9	30,0	7,0; 12,3; 27,8
при движении назад	—	7,0; 13,4; 23,5	—	—	—	7,1; 12,3; 20,5
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:						
длина	—	12380	—	—	—	13885
высота (по кабине)	—	5010	3895	4255	4790	5005
ширина	—	4170	—	—	—	5040
Наименьший радиус поворота, м	7,5	9,8	7,18	8,21	9,59	10,99
Объем топливного бака, л	—	875	—	—	—	1440
Тип трансмиссии	Гидромеханическая					
Масса погрузчика, т	27,0	74,0	27,54	40,77	65,93	89,60

* Применяются на карьерах стран СНГ.

Таблица 8.36.
Техническая характеристика колесных фронтальных погрузчиков, выпускаемых в США

Показатели	"Катерпиллер"			"Дарт"
	988*	988B	992C	D600B*
Номинальная грузоподъемность, т	8,2	9,6	13,6** 17,0	20,4**) 16,3
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	4,6	5,4—6,3 5,0	9,9—10,4 9,17	11,5 9,2
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	—	4,5—5,2 4,15—4,2	8,3—8,7 7,5	—
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	—	5,0—6,3	9,2—10,4	—
Ширина режущей кромки ковша, мм	3270	3645	4750—4786 4750	4724
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	3250	4180	4170—4484 5111	4520 4724
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм				
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	—	1687—2150 1760—2181	2073—2312 2085	—
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	2471—2774 2844—3124	3168—3359 3779	—
Мощность двигателя, кВт				
максимальная	—	306,0	548	—
на маховике	239,0	280	515	588,3
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	175,4	333—462 371—461	645,3	529,2
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч				
при движении вперед	6,4, 14,5, 35,6	6,4, 11,5, 20,4, 36,2	6,9, 12,1, 20,9	5,8, 11,3, 19,3, 35,4
при движении назад	6,4, 14,5, 35,6	7,4, 13,2, 23,3, 41,4	7,5, 13,3, 22,7	5,8, 11,3, 19,3, 35,4
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм				
длина	8534	10021—10729 10478—11126	13570	12850
высота (по кабине)	3700	7323—7391	5483	5590
ширина	3213	3553	4495	4470
Наименьший радиус поворота, м	7,85	7,87	9,74 10,8	9,45
Объем топливного бака, л	—	620	1136	—
Тип трансмиссии	Гидромеханическая			
Масса погрузчика эксплуатационная, т	30,8	42,4—43,4 42,9—43,5	88,4 91,4	81,8

* Применяются на карьерах стран СНГ
** Над чертой данные по машине со стаидартным рабочим оборудованием, под чертой — с удлиненным оборудованием

Продолжение табл. 8.36

Показатели	"Дарт"	"Интернейшнл Харвестер"		
	DE620	H-560	H-400C*	H-580*
Номинальная грузоподъемность, т	20,4**) / 16,3	9,25	15,0	24,9
Вместимость основного ковша с "шапкой", м^3	11,5 / 9,2	8,4	8,4	16,8
Вместимость ковша геометрическая, м^3	—	—	—	—
Диапазон сменных ковшей, м^3	—	5,2—7,1	—	До 16,8
Ширина режущей кромки ковша, мм	4724	3556	4267	5486
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	4520 / 4724	3700	4200	5359
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм:				
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	2200	1500	1800	2000
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	—	—	—
Мощность двигателя, кВт:				
максимальная	522 / 641	309,0	467,0	882,5
на маховике	588,3	283,0	432,0	802,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	529,3	253,7	365,3	856,2
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч:				
при движении вперед	24,1	35,7	34,4	28,6
при движении назад	27,5	38,3	36,2	28,7
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:				
длина	13560	8941	10998	14580
высота (по кабине)	5590	4030	4572	5359
ширина	4470	3378	4064	5486
Наименьший радиус поворота, м	10,1	8,65	9,1	12,4
Объем топливного бака, л	—	—	—	—
Тип трансмиссии	Дизель-электрическая	Гидромеханическая		
Масса погрузчика эксплуатационная, т	89,4	36,0	56,7	131,1

Продолжение табл. 8.36

Показатели	"Ле Турно"			"Мичиган"	
	L-600	L-800	L-1200	275B	475B* 475C
Номинальная грузоподъемность, т	13,6	20,4 17,2	24,9	9,25	16,3** 13,6
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	—	11,47	—	5,35	9,18
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	7,65	—	—	—	—
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	6,1—15,3	7,6—22,9	До 16,8	5,0—6,1	7,6—16,8
Ширина режущей кромки ковша, мм	4013	4877	—	3518	4121
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	4100	5100 5486	5700—5900	3900	4200
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм:					
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	1400	2100	2500—2800	1400	1900
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	—	—	—	—
Мощность двигателя, кВт:					
максимальная	441,0	648,0	895,0	268,0	516,3
на маховике	391,5	588,3	845,7	251,5	471,0
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	429,9	479,5—531,9	729,4	214,5	439,9 —
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч:					
при движении вперед	24,1	24,1	19,35	34,8	3,7; 6,5; 11; 29,5
при движении назад	24,1	24,1	19,35	34,8	3,7; 6,4; 11; 30,1
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:					
длина	11989	13614	—	8865	11938
высота (по кабине)	4470	4877	—	4013	4902
ширина	3607	4521	—	3429	4140
Наименьший радиус поворота, м	8,64	9,91	12,1	8,3	10,3
Объем топливного бака, л	—	—	—	—	—
Тип трансмиссии	Дизель-электрическая			Гидромеханическая	
Масса погрузчика эксплуатационная, т	59,1	91,2	148,3	36,0	70,2

Продожение табл. 8.36

Показатели	"Мичиган"	"Дрессер"			
	675В	555 РАУ	560 ВРАУ	570 РАУ	580 РАУ
Номинальная грузоподъемность, т	32,7	—	—	—	—
Вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	18,35	—	—	—	—
Вместимость ковша геометрическая, $м^3$	—	4,6	5,7	9,18	16,8 15,3
Диапазон сменных ковшей, $м^3$	18,3—27,5	4,21—8,41* 3,1—3,8	5,70—11,5* 4,42—5,35	7,48—18,35 6,94—18,84	13,8—30,6 12,2—27,5
Ширина режущей кромки ковша, мм	5664	3480—4060 3480	3600—4500 3600	4270—5080 4270—5080	6100—6200 6100—6200
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	5400	2920—3300 3510—3650	3200—3630 4030—4140	3660—4190 4240—5130	5150—5660 5920—6220
Вынос ковша по лезвию режущей кромки, мм.					
при полном подъеме и разгрузке ковша под углом 45°	2200	1420—1800 1420—1570	1400—1720 1490—1570	2020—2310 1970—2360	1680—2340 1980—2310
при подъеме на 2130 мм и разгрузке под углом 45°	—	1630—2080 2300—2410	2190—2730 2600—2680	2860—3020 3120—3810	3250—3760 3830—4140
Мощность двигателя, кВт:					
максимальная	1030,0	—	—	—	—
на маховике	982,0	234,9	309,0	440,0	820
Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие) ковша, кН	674,5	266,9 280,6	243,4—325,7 310,7—341,2	320,8—448,4 326,0—465,3	655,2—800,2 709,1—1013,7
Наибольшая скорость машины соответственно на I—IV передачах, км/ч:					
при движении вперед	5,9; 10; 16,4; 29	6,1; 10,9; 19,6; 35,1	7,1; 12,2; 32,5	14,6; 36,4	8,17; 15,0; 28,65
при движении назад	5,9; 10; 16,4; 29,2	6,1; 10,9; 19,6; 35,1	7,1; 12,2; 32,5	14,6; 36,4	8,17; 15,0; 28,65
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:					
длина	15418	8790—9300 9100—9200	9160—9650 9810—9910	11200—11530 11530—12550	14300—15100 15000—15400
высота (по кабине)	6502	3600	4110	4800	5710
ширина	5461	3180	3370	4060	5330
Наименьший радиус поворота, м	13,2	7,24—7,75 7,3	8,6—9,19 8,66	9,13—9,75 9,37—11,13	12,6—12,9 12,6—13,1
Объем топливного бака, л	—	435	628	1022	1987
Тип трансмиссии	Гидромеханическая				
Масса погрузчика эксплуатационная, т	—	28,7	39,2	63,55—67,3	126,2—127,9

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 %.

Все большегрузные погрузчики в последние 20 лет выпускаются с гидравлическим приводом управления погрузочным оборудованием и оборудуются гидромеханической либо дизель-электрической трансмиссией.

Особое внимание уделяется системам, облегчающим запуск холодного дизельного двигателя при низких температурах. Последние модели большегрузных погрузчиков снабжаются стандартной автоматической системой смазки. Для облегчения технического обслуживания машины все точки контроля за работой механизмов располагают в местах расположения двигателей или в кабине машиниста.

8.3.2. Производительность карьерных погрузчиков

Основным критерием оценки эффективности погрузчиков является их производительность, определяемая геометрической вместимостью ковша ($V_п$), коэффициентом его наполнения ($k_н$), продолжительностью рабочего цикла ($t_ц$), коэффициентом разрыхления горной породы в ковше ($k_р$) погрузчика, плотностью разрабатываемых пород (γ), видами выполняемых работ и транспорта.

Техническая производительность погрузчика (т/ч) — максимально возможная производительность при непрерывной работе в породах с конкретными физико-механическими свойствами.

$$Q_{тех} = 3600 V_п k_и \gamma / (t_ц k_р),$$

где $V_п$ выражается в м^3; γ — т/м^3; $t_ц = 87{,}8 - 10{,}65 q_п + 0{,}52 q_п^2$; $q_п$ — грузоподъемность погрузчика, т.

Практический интерес представляет эксплуатационная производительность погрузчика (м^3/смену) — реально достигаемая выработка в единицу времени в конкретных производственных условиях с учетом технологических (передвижение погрузчика с одного горизонта на другой, использование его на зачистке рабочих площадок и подъездных дорог и т.п.) и организационных (перерывы на отдых оператора, техническое обслуживание погрузчика, ожидание транспорта и др.) простоев. В отличие от других экскавационных машин погрузчики работают как в качестве основного погрузочного оборудования (в режиме погрузки), так и в качестве 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.

Производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочного оборудования (рис. 8.14).

Эксплуатационная производительность (т/смену) погрузчика в зависимости от грузоподъемности автосамосвала $q_а$ (т):

$$Q_{э.п} = 3600 T_{см} k_{ис} q_а / (n_к t_ц + t_м)$$

или $Q_{э\,п} = 3600 T_{см} k_{ис} V_п k_н q_а / (t_ц q_а k_р + V_п k_н \gamma t_м)$,

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $k_{ис}$ — коэффициент использования погрузчика в течение смены; $k_н = 0{,}8 \div 1{,}2$ — коэффициент наполнения ковша; $t_м = 60 \div 120$ с — время установки автосамосвала под погрузку, с.

При нормальном обеспечении погрузчиков транспортными средствами или при их работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования коэффициент использования погрузчика в течение смены $k_{ис}$, как показывают опыт и результаты исследований, зависит от затрат времени на техническое обслуживание и текущий ремонт погрузчиков, а также от степени использования их на вспомогательных работах (на подчистке забоев, рабочих пло-

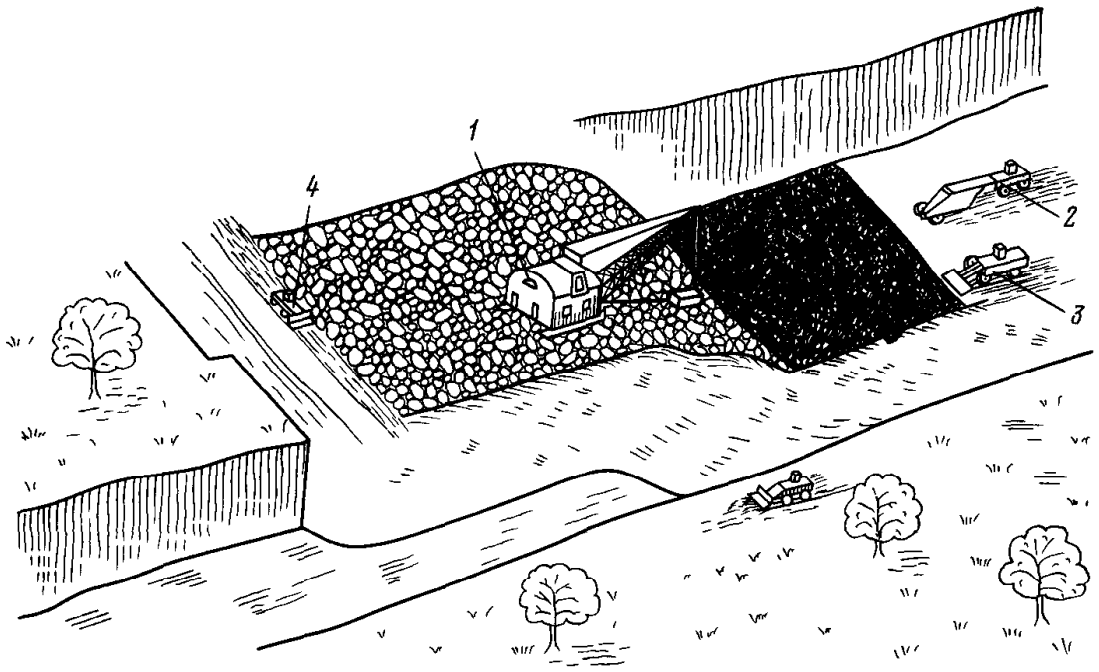


Рис. 8.14. Технологическая схема открытой разработки угольных месторождений с применением драглайна и погрузчика в качестве погрузочного оборудования:
1 — драглайн; 2 — углевоз; 3 — погрузчик; 4 — колесный бульдозер

щадок 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 равной 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:

$$Q_{эп} = \frac{3600 T_{см} k_{ис} V_п k_н}{0{,}52 k_р (168{,}85 - 20{,}5 q_п + q_п^2) + V_п k_н \gamma t_м / q_а}.$$

Рекомендуемые значения сменной производительности карьерных погрузчиков приведены в табл. 8.37.

Производительность погрузчиков при работе в качестве погрузочно-транспортного оборудования с разгрузкой ковша на уровне транспортного положения (рис. 8.15).

В этом случае производительность (т/смену) погрузчика рекомендуется определять с учетом качества подготовки разрыхленной горной породы, расстояний транспортирования и скоростей движения груженого и порожнего погрузчиков:

$$Q_{э\,птр} = \frac{3600 T_{см} k_{ис} V_{п\,т} k_н \gamma}{[t_ц + 3{,}6(\frac{L_г}{v_{гр}} + \frac{L_п}{v_{пор}}) + t_р] k_р},$$

где $L_г$, $L_п$ — расстояние движения соответственно груженого и порожнего погрузчика от забоя к месту разгрузки, м; $V_{п\,т}$ — геометрическая вместимость ков-

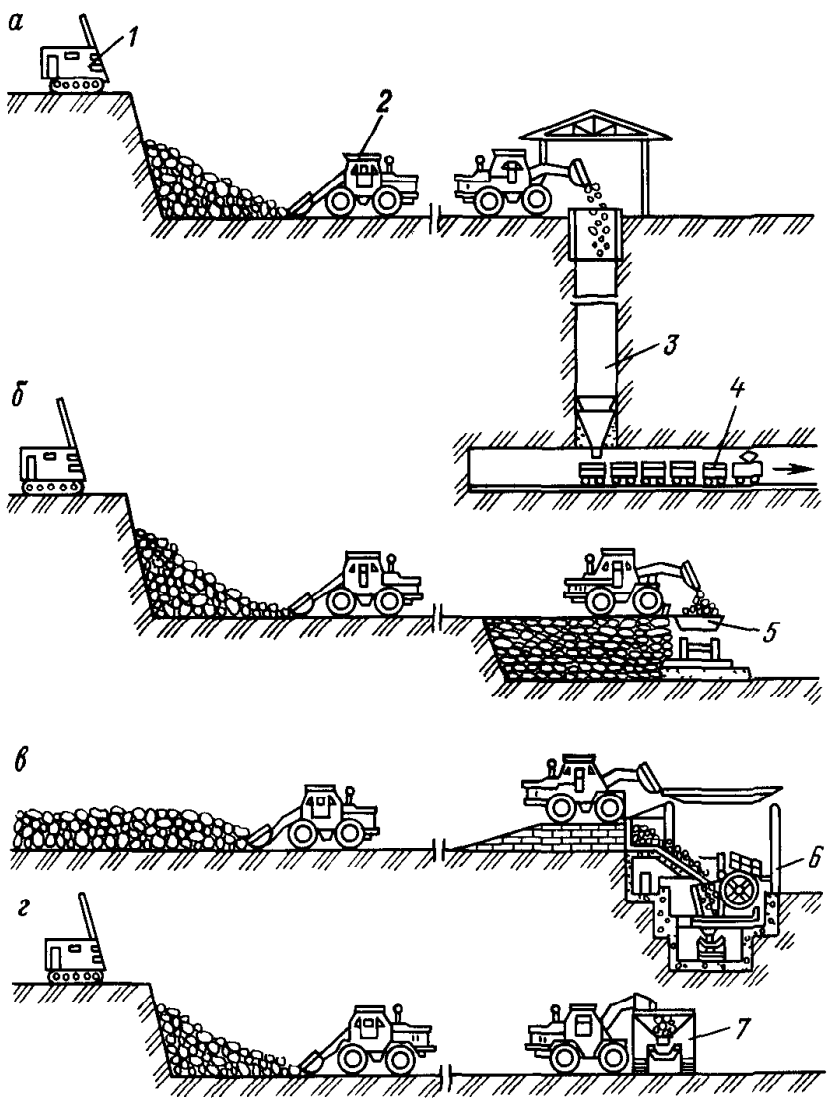


Рис. 8.15 Технологические схемы разработки скальных пород и руд с применением погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для доставки их к рудоспуску (а), перегрузочной площадке (б), стационарной дробилке (в), передвижной дробилке (г): 1 — буровой станок; 2 — погрузчик; 3 — рудоспуск; 4 — железнодорожный состав; 5 — думпкар; 6 — стационарная дробильная установка; 7 — передвижной (самоходный) дробильный агрегат

Таблица 8.37.

Производительность карьерных погрузчиков за 8-часовую смену при погрузке в автосамосвалы (м³) разрыхленной породы

Петрографическая характеристика горных пород	Средний размер куска $d_{ср}$, мм	Вместимость ковша с "шапкой", м³	
		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, кварцевые порфиры, диориты, песчаники с прослоями элевролитов 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

ша для транспортных работ, м^3; $t_р$ — время разгрузки ковша погрузчика, с.

Основные пути повышения производительности погрузчиков.

1. Взрывное или механическое рыхление горных пород должно обеспечивать получение их с коэффициентом разрыхления в свободной насыпке в пределах 1,27—1,4.

2. Выбранный в соответствии с качеством подготовки горной породы способ черпания должен обеспечивать наибольшую глубину внедрения ковша в разрабатываемую горную породу ($L_{вн}$ при экскавационном способе черпания должна стремиться к 0,65 $l_к$, при всех остальных способах — к 0,95 $l_к$).

3. При черпании средне- и крупнокусковой взорванной горной породы с плотностью свыше 2,6—2,7 т/м^3 нецелесообразно стремиться к максимальному наполнению ковша с "шапкой", при этом рекомендуемая величина $k_н$ составляет 1,14—1,15.

4. Технологические схемы с использованием карьерных погрузчиков должны предусматривать разработку взорванной горной породы поперечными заходками, рыхлой (мягкой) горной породы из целика — продольными или поперечными заходками.

5. 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.

6. При совместной работе крупных карьерных экскаваторов и погрузчиков последние предпочтительнее применять при отработке поперечными забоями первой заходки с высотой развала до 6—8 м.

7. 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 номинальной их грузоподъемностью.

8.4. Бульдозеры, рыхлители и колесные скреперы

8.4.1. Общие сведения о строительно-дорожной технике

На открытых горных работах широко используются строительные и дорожные машины, в основу классификации которых положено их назначение:

1. Машины для подготовительных работ;
2. Машины для землеройно-транспортных работ;
3. Дорожные машины;
4. Машины и оборудование для погрузочно-разгрузочных работ;
5. Машины для транспортных работ.

В настоящее время кроме классификации действует система индексации строительных и дорожных машин, предусматривающая разделение машин на группы по их назначению и важнейшим конструктивным особенностям. Ниже приведена группа дорожных (Д) машин, применяемых на открытых разработках.

ДП (П) — Машины для подготовительных работ — рыхлители, фрезерные машины

ДЗ (З) — Машины для землеройно-транспортных работ — бульдозеры на колесном и гусеничном ходу, скреперы (прицепные и самоходные), автогрейдеры и грейдеры прицепные, грейдер-элеваторы

ДУ (У) — Машины для уплотнения грунтов, дорожных оснований и покрытий — катки дорожные вибрационные самоходные

Индекс машин состоит из двух частей — буквенной и цифровой; последняя проставляется после буквенной части через дефис. Цифровая часть индекса состоит из порядкового номера регистрации машин по реестру — журналу регистрации новых машин и оборудования.

Для северных и тропических модификаций к индексу машин добавляется буква С или Т.

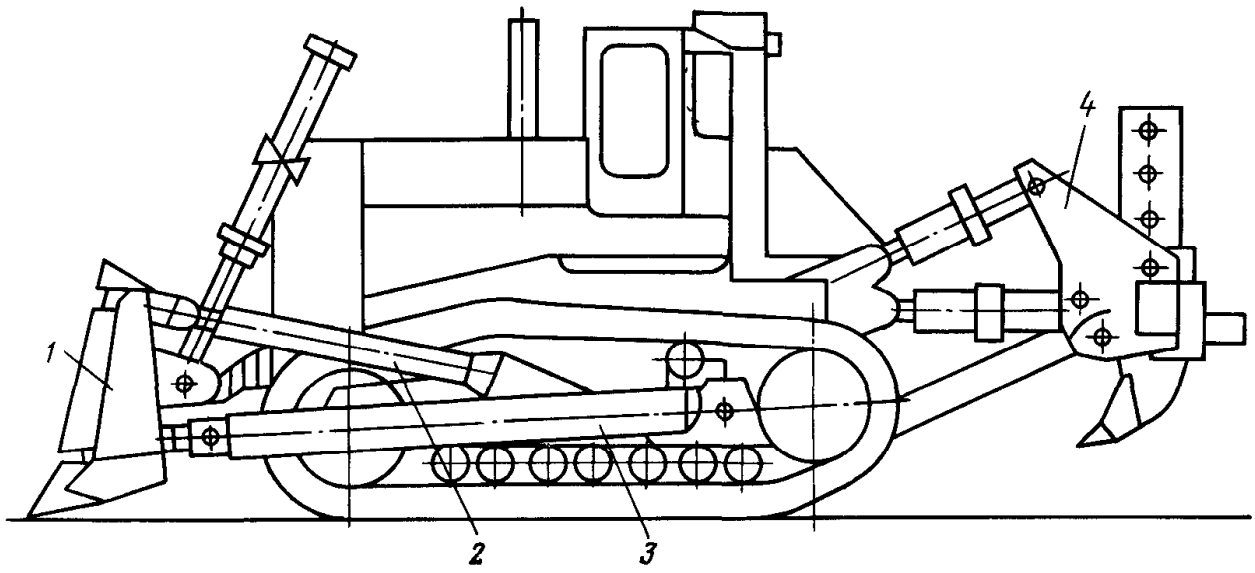


Рис. 8.16. Отечественный рыхлительно-бульдозерный агрегат ДЗ-159УХЛ на базе трактора Т-50.01:

1 — отвал; *2* — толкатель; *3* — универсальная рамка; *4* — рыхлитель

8.4.2. Область применения

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 породных отвалах, устройства железнодорожных подъездных путей, конусования взорванной породы, очистки дорог и площадок от снега, в качестве толкачей при заполнении большегрузных скреперов и т.п. Допустимый угол подъема бульдозера в рабочем режиме составляет 15—18 %, уклона — 45 %. Поперечный уклон допустим до 20°.

Рыхлительное оборудование на промышленных мощных тракторах применяют для безвзрывной подготовки к выемке и погрузке разрабатываемых горных пород с пределом прочности на сжатие до 90 МПа, а также мерзлых и разборноскальных пород (рис. 8.16).

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, работах по устройству дорог и планировке площадок для строительных сооружений (рис. 8.17). Вместе со скреперами в большинстве случаев применяются тракторы с рыхлителями; бульдозеры-толкачи; грейдеры, планирующие трассы движения скреперов; катки, уплотняющие уложенный в отвал грунт.

8.4.3. Классификация тракторов и тягачей

На открытых горных работах применяются выемочные и выемочно-транспортирующие машины, созданные на базе гусеничных и колесных тракторов и тягачей, а также специальных пневмоколесных и автомобильных шасси. Гусеничные и колесные тракторы характеризуются тяговым классом — максимальной силой тяги на крюке базового трактора без навесного оборудования на первой передаче. Тяго-

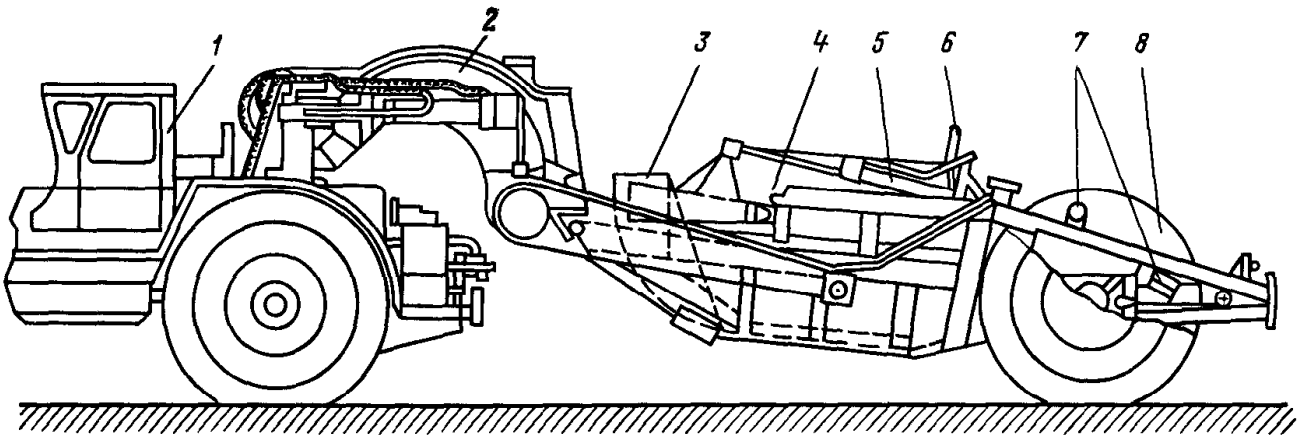


Рис. 8.17. Самоходный скрепер ДЗ-13 (Д-392) на базе одноосного тягача БелАЗ-531:
1 — тягач; *2* — передок; *3* — заслонка; *4* — ковш; *5* — гидросистема; *6* — задняя стенка; *7* — пневмосистема; *8* — колесо

вый класс по промышленной классификации указан в скобках.

Гусеничные тракторы сельскохозяйственного и промышленного назначения выпускаются тяговых классов 30; 40(60); 60(100); 90(150); 150(250); (350) и (750) кН (табл. 8.38, 8.39), а колесные тракторы — тяговых классов 6; 9(20); 14; 30(40); 50(100) кН (в табл. 8.40 приведены машины, начиная с класса 30).

Тягачи и самоходные шасси различаются по мощности двигателей — от 55 до 405 кВт (табл. 8.41).

Таблица 8.38.
Техническая характеристика гусеничных тракторов классов (30)-(60)

Показатели	ДТ-175С	ДТ-175А	ДТ-75Н	ДТ-75МВ	ДТ-75БВ	ДТ-75М	Т-150	Т-4А	Т-4АП2*
Тяговый класс, кН	(30)							40(60)	
Двигатель	СМД-66	СМД-86	СМД-18Н	А-41	СМД-14НГ	А-41	СМД-60	А-01М	
Пусковой двигатель	ПД-10У		ПД-10УД						
Колея, мм	1330				1570	1330	1435	1384	
Вместимость топливного бака, л	360		315			245	315	320	
Максимальная скорость движения, м/с	3,17	3,22	3,17	3,08	3,17	3,17	4,72	2,64	2,58
Габариты, мм:									
длина	5020		4380	4510	4368	4240	4935	4684	4380
ширина	1900		1890		2240	1740	1850	1952	
высота	2900		2650		2670	2333	2915	2545	2565
Масса, т	8,9	8,2	6,7	6,9	7,7	6,1	7,9	8,1	8,9

* Т-4АП2-С1 (модификация Т-4А) агрегатируется с бульдозерами ДЗ-101А и ДЗ-104; Т-4АП2-С2 агрегатируется со скрепером ДЗ-111.

Таблица 8.39.
Техническая характеристика гусеничных тракторов классов (100)-(750)

Показатели	Т-130М.Г-1	Т-170.01*	Т-180.Г2**	Д-804-МХЛК	ДЭТ-250М; ДЭТ-250М-1; ДЭТ-250М-2
Тяговый класс, кН	(100)		(150)		(250)
Двигатель:					
основной	Д-160		Д-180		В-31
пусковой	П-23	П-23У		П-23	Силовой генератор П-350
Колея, мм	1880		2040	2500	2450
Вместимость топливного бака, л	290		325		700
Максимальная скорость двнжения , м/с	3,5	2,8	3,6	1,8	3,3
Габариты, мм:					
длина	4393		5420	5221	6620
ширина	2475	2457	2700	3200	3180
высота	3204	3130	2850	2785	3215
Масса конструктивная, т	13,8	14,6	15,7	19,7	29,1

Продолжение табл. 8.39

Показатели	ТТ-330 Р-1-01***	Т-25.01 БР-1***	Т-500 Р-1***	Т-35.01 Р-1***	Т-50.01***
Тяговый класс, кН	(250)	(350)			(750)
Двигатель.					
основной	8ДВТ330	6V396TC4	8V396TC4		12V396TC4
пусковой	Силовой генератор П-350		Пусковой двнгатель с электростартером		
Колея, мм	2720	2210	2450	2350	2850
Вместимость топливного бака, л	700		845		Н.д.
Максимальная скорость движения, м/с	5,2	Н.д.	5,1		12,5
Габариты, мм:					
длина	9290	8880	10305	9577	11200
ширина	4730	4530	4800	4800	6050
высота	4230	4295	4295	4210	4785
Масса конструктивная, т	50,5	46,0	59,5	59,9	90,1

* Трактор Т-170.01 выпускается с передней навесной системой и прицепным устройством.
** Трактор Т-180.Г имеет навесную и прицепную системы.
*** С навесным оборудованием (бульдозерным и рыхлительным).

Таблица 8.40.
Техническая характеристика колесных тракторов классов (40)-(100)

Показатели	Т-150К	Т-157*	Т-158*	К-700А; К-701	К-702**
Тяговый класс, кН	30(40)			50(100)	
Колея, мм	1860	1910	1860	2115	
Двигатель	СМД-68			ЯМЗ-238НД; ЯМЗ-240БМ — для К-701	ЯМЗ-238НБ
Пусковое устройство	Пусковой двигатель П-350			Электростартер	
				СТ-103	СТ-103А-01
Вместимость топливного бака, л	315			640	2×320
Максимальная скорость движения, м/с	8,4		12,3	9,4	12,4
Размер шин колес, мм:					
передних	530—610	585—660	530—610		
задних	530—610	585—660	530—610	720—665	
Габариты, мм:					
длина	5795	5648	5540	7400	6385
ширина	2220	2515	2400	2880	
высота	3165	3310	2970	3550	3585
Масса эксплуатационная, т	7,7	7,8	7,9	13,4	12,5

* Модификации Т-150К.
** Агрегатируется с одноковшовым погрузчиком ТО-11, скрепером ДЗ-74, бульдозером ДЗ-48.

Таблица 8.41.
Техническая характеристика колесных тягачей и самоходных шасси

Показатели	Одноосные			Двухосные		
	МоАЗ-546П	БелАЗ-531	Опытный тягач "ОТ"	МоАЗ-542	Опытный тягач "ОТ"	Специальное шасси
Двигатель:						
тип	ЯМЗ-238	ЯМЗ-240	У520-В	ЯМЗ-238	У-520В	СМД-14НГ
мощность, кВт	158	265	405	177	405	55—59
Скорость, м/с:						
вперед	1,1—11,1	0—13,9	0—13,9	0—13,9	0—13,9	0—9,7
назад	1,1—1,4	0—6,4	0—1,7	0—3,6	0—7,2	0—5,6
Размер шин, мм	533,4——711,2	661,5——808,5	918,8——955,5	649,3——612,5	918,8——955,5	343—490
Максимальное тяговое усилие по двигателю, кН	Н.д.	Н.д.	450—550	126	550—700	35
Колея, мм	2300	2490	2825	2400	2825	1840
Габариты, мм:						
длина	4200	4700	5300	6330	8800	5660
ширина	2950	3230	4200	3150	4200	2336
высота	2925	3350	4300	3200	4680	2700
Масса, т	9,0	14,0	34,0	12,5	56,0	4,8

8.4.4. Классификация бульдозеров

Бульдозеры классифицируются по ряду признаков. По способу крепления основного отвала бульдозеры подразделяются на неповоротные (с неповоротным отвалом, табл. 8.42) и универсальные (с поворотным отвалом, табл. 8.43).

Угол поворота отвала в плане универсальных бульдозеров составляет 63—65° к продольной оси машины и устанавливается гидравлическим или винтовым регулированием. На карьерах преиму-

Таблица 8.42.
Техническая характеристика отечественных гусеничных бульдозеров с неповоротным отвалом

Показатели	ДЗ-42; ДЗ-42А; ДЗ-42Г; ДЗ-42 Г-1	ДЗ-101	ДЗ-101А	ДЗ-53 (Д-685)	ДЗ-54С (Д-687С)	ДЗ-27	ДЗ-110; ДЗ-110ХЛ	ДЗ-110А; ДЗ-110АХЛ	ДЗ-110А-1	ДЗ-120**	ДЗ-35 (Д-575)
Базовый трактор	ДТ-75М-С2	Т-4АП1	Т-4АП2-С1	Т-100М	Т-100 МГП	Т-130		Т-130.1. Г-1	Т-130 МГ-1	Т-130.1. Г.1	Т-180
Мощность двигателя, кВт	59	96		80		118			118		133
Тяговый класс, кН*	30	40(60)		(100)		60(100)					(150)
Параметры отвала, мм.											
длина	2520—2560	2800—2860		3200			3220		3220		3360
высота	800	990	1050	1110	1100		1150	1180	1300	1180	1200
подъем	600	650	860	900	850	800	900	995	995	965	1130
опускание	300—410	310	435	1000	370	335	500	465	400	465	430
Способ изменения угла перекоса	Гидравлический	Ручной	Гидравлический		Ручной		Гидравлический				
Управление рабочим органом	Гидравлическое			Канатное	Гидравлическое						
Масса, т:											
бульдозерного оборудования	0,8—1,1	1,6		2,1	1,7	1,9	2,4	2,0	2,0	2,5	2,1
общая с трактором	7,0—7,1	9,8	9,9	14,1	13,7	13,4	16,3	16,0	16,0	16,6	17,1
Вместимость гидросистемы, л	50	100		—	65	140			140		130

* Здесь и далее: в скобках — промышленная, без скобок — сельскохозяйственная классификации.
** Бульдозер-толкач.

Продолжение табл. 8.42

Показатели	ДЗ-35С (Д-575С)	ДЗ-34С (Д-572)	ДЗ-118	ДЗ-132-1	ДЗ-121**	ДЗ-59Х; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-125**	ДЗ-158	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ
Базовый трактор	Т-180Г	ДЭТ-250	ДЭТ-250М	ДЭТ-250М2	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330 Р-1-01	Т-330	Т-25.01 БР-1	Т-500 Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	133	222	243			244	250	244	272	367	523
Тяговый класс, кН*	(150)	(250)								(350)	(750)
Параметры отвала, мм:											
длина	3640	4540	4310	4550	4310	4730			4530	4800	6050
высота	1230	1400	1550	1700	1300	1750	1550	1750	1740	2000	2300
подъем	700	840	800	1200	1070	1170	1350	1170	1300	1430	1550
опускание	400	400	500	520	430	650		520	600	640	710
Способ изменения угла перекоса	Гидравлический	Ручной	Гидравлический								
Управление рабочим органом	Гидравлическое										
Масса, т:											
бульдозерного оборудования	3,4	4,0	4,7	5,8	6,0	7,8	8,0	8,5	Н.д.	8,6	14,3
общая с трактором	18,8	31,4	39,0	37,1	29,9	46,5	46,0	45,2	40,5	59,9	90,1
Вместимость гидросистемы, л	130	150				300		Н.д.	300	480	Н.д.

Таблица 8.43.
Техническая характеристика отечественных бульдозеров с поворотным отвалом

Показатели	ДЗ-43	ДЗ-104	ДЗ-17 (Д-492А)	ДЗ-109-1	ДЗ-109Б (ДЗ-171.1-05)	ДЗ-109ХЛ	ДЗ-60
Базовый трактор	ДТ-75Б	Т4АП1	Т-100МЗ	Т-130МГ-1	Т-130МГ-1 (Т-170.01)	Т-130	Т-330
Мощность двигателя, кВт	59	96	80	118	118(125)	118	244
Тяговый класс, кН	30	40(60)	(100)		(100)		(250)
Параметры отвала, мм:							
длина	3500	3280	3940	4120	4120		4860
высота	800	1000	815/1000*	1140	1140	1000/1170*	1300
подъем	600	720	1100	936	935	1050	890
опускание	200	350	1000	470	535	440	450
Способ изменения углов перекоса и в плане	Гидравлический		Ручной	Гидравлический		Винтовым раскосом и ручной	Гидравлический
Управление подъемом отвала	Гидравлическое		Канатное	Гидравлическое			
Масса, т:							
бульдозерного оборудования	1,6	1,8	2,2	2,4	2,4	3,4	4,2
общая с трактором	9,1	10,0	14,0	16,6	16,5	17,2	29,2
Вместимость гидросистемы, л	50	100	—	140			300

* С козырьком.

щественное распространение получили неповоротные бульдозеры с прямыми, полусферическими и сферическими отвалами. Отвал может иметь уширители или открылки для повышения производительности.

Выпускаются специальные бульдозеры-толкачи для работы в комплекте с колесными скреперами.

Угол резания бульдозеров обычно равен 55°±1. Изменяется он гидравлическим или винтовым регулированием, а также их комбинацией.

Изменение угла поперечного перекоса отвала различных моделей бульдозеров может составлять от ±4 до ±15° за счет гидравлического или винтового регулирования.

Управление отвалом может осуществляться канатно-блочным или гидравлическим механизмом, в настоящее время выпускаются бульдозеры только с гидравлическим управлением.

По ходовому оборудованию бульдозеры делятся на гусеничные и колесные (табл. 8.44).

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

Таблица 8.44.
Техническая характеристика отечественных колесных бульдозеров

Показатели	ДЗ-37	ДЗ-102	ДЗ-133*	ДЗ-160*	ДЗ-48	ДЗ-113
Базовый трактор	МТЗ-50; МТЗ-52	МТЗ-80; МТЗ-82		МТЗ-82; МТЗ-102	К-702	Опытный тягач
Мощность двигателя, кВт	40	55		55	147	412-450
Тяговый класс, кН	14			14	50(100)	(250)
Параметры отвала, мм:						
длина	2000		2100	2100	3200	4980
высота	600	650	650	650	1100	1750**
подъем	500	600	—	—	1100	1000
опускание	200		200	200	600	
Способ изменения угла перекоса	—	—	—	—	Гидравлический	
Управление рабочим органом	Гидравлическое					
Размер шин, мм:						
передних	240—508			240—508	720—665	Н.д.
задних	330—965		465—762	465—762	720—665	Н.д.
Масса, т:						
бульдозерного оборудования	0,4		—	—	2,5	Н.д.
общая с трактором	3,6	3,3	4,4	4,0	14,5	59,3***

* Бульдозер-погрузчик.
** С козырьком.
*** С рыхлителем.

(350) кН, мощность 220—405 кВт; сверхтяжелые — класс (750) кН, мощность более 510 кВт.

В табл. 8.45—8.47 приведены показатели зарубежных бульдозеров.

Таблица 8.45.
Техническая характеристика гусеничных бульдозеров фирмы "Катерпиллер" (США)

Показатели	D8L	D9N	D10N	D11N
Мощность двигателя, кВт	265	299	415	609
Мощность на маховике, кВт	250	276	338	575
Скорость движения (вперед/назад), км/ч				
1-я передача	3,9/4,8		4,0/5,0	3,9/4,7
2-я передача	6,8/8,4	6,9/8,5	7,1/8,9	6,8/8,2
3-я передача	11,9/14,8	12,1/14,9	12,5/15,6	11,6/14,1
Отвал				
тип	SU	SU/U	U/S	SU/U
максимальный наклон, м	0,85/0,92	0,94/1,01	0,99/1,08	1,18/1,34
длина, м	4,17	4,32/4,66	4,86/5,26	5,6/6,4
высота, м	1,77	1,81	2,05	2,31
вместимость, $м^3$	11,0	11,9/14,4	17,2/20,9	25,6/32,4
заглубление, м	0,61	0,62	0,67	0,77
просвет, м	1,29	1,37	1,56	
Рыхлитель				
сила заглубления, кН	135	150	197	266
сила отрыва, кН	337	316	420	611
максимальное заглубление, м	1,16	1,23	1,37	1,61
максимальный просвет с поднятым зубом, м	0,85	0,8	1,07	1,16
Масса с отвалом и рыхлителем, т	47,9	53,9	74,4	120,6

Примечание: S— прямой отвал, U— универсальный, SU— полууниверсальный

Таблица 8.46.
Техническая характеристика гусеничных бульдозеров зарубежных фирм

Фирма, страна	Тип	Показатели	
		Мощность двигателя, кВт	Масса, т
"Комацу", Япония	D58E-1	98	11,7
	D63E-1	105	12,0
	D65P-8	123	18,2
	D135A-2	213	30,0
	D155A-2	235	Н д
	D375A-1	379	45,0
	D475A-2	574	95,3
	D575A-2	784	132,0
"Фиат-Аллис", Италия	FD-10	93	14,0
	FD-14E	123	17,0
"Дрессер", США	TD-175C	105	14,0
	TD-20E	163	Н д
	TD-25G	245	33,0
	TD-40	343	55,0
	TD-40B	387	Н д
	TD-8G	560	11,6
"Либхерр", ФРГ	PR-712	74	11,5—13,6
	PR-722	94	13,4—16,1
	PR-731C	110	14,8
	PR-732	132	17,2—20,6
	PR-741	147	19,3
	PR-742	172	21,6—26,0
	PR-751	243	36,3—43,6

Таблица 8.47.
Техническая характеристика колесных бульдозеров фирм США

Показатели	"Катерпиллер"			"Хьюг"			"Ле Турно"	
	814В	824С	834В	117	1200	500	Т450А	Т600А
Двигатель:								
мощность, кВт	161	235	336	235	218	410	349	467
частота вращения, об/мин	2200	2700	2100	2200	2100			
Максимальная скорость движения, км/ч:								
вперед	29,9	33,2	34,1	24,1	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.
назад	34,1	37,8	41,8	22,5	43,0	24,1	16,1	
Длина отвала, м	3,65	4,19	4,62	3,0	4,2	4,1	4,2	4,9
Шины:								
размер, мм	597—635	723—635	858—809	649—635	723—736	953—809	Н.д.	
число слоев корда	12	16	24	20	16	30	36	
давление, кПа	207; 276	241	345	206—275	172	206	98	172
Габариты, м:								
длина с отвалом	6,82	7,69	8,72	Н.д.	8,2	8,8	9,7	10,1
ширина	2,87	3,17	3,56	2,8	3,2	3,7	3,7	3,8
высота	3,57	3,96	4,10	Н.д.	3,7	4,1	4,3	4,0
Колея, м	2,20	2,36	2,59	Н.д.	2,4	2,7		
Радиус поворота по наружной кромке отвала, м	6,2	7,0	8,6	5,7	7,6	7,5	6,4	7,6
Масса, т	20,6	30,4	46,4	15,9	30,8	65,8	43,1	61,7

Продолжение табл. 8.47

Показатели	"Кларк"				"Вабко"			
	180	180А	380	380А	1—90	1—105	1—110	1—120С
Двигатель:								
мощность, кВт	125	234	349	368	129	168	191	318
частота вращения, об/мин	2200	2100			2500	2100	2500	2100
Максимальная скорость движения, км/ч:								
вперед	38,0	50,2	44,9	29,8	37,8	46,0	49,4	41,4
назад	38,0	50,2	43,8	28,6	37,8	46,0	49,4	8,3
Длина отвала, м	3,4	4,1	4,3	5,0	3,2	3,4	3,4	4,0
Шины:								
размер, мм	597—635	723—736	851—809	845—635	457—610	597—635	649—635	723—635
число слоев корда	12	16	20		12	14; 16	16	22
давление, кПа	137		172	Н.д	Н д			
Габариты, м:								
длина с отвалом	6,1	8,2	7,7	9,5	4,4	4,8	4,9	6,2
ширина	3,0	3,3	3,7	3,6	2,7	3,1	3,2	3,8
высота	2,9	3,7	3,9	4,1	3,0	3,2	3,5	3,5
Колея, м	2,1; 2,2	2,4; 2,8	2,7	2,3; 2,7	2,4	2,4	2,4	2,6
Радиус поворота по наружной кромке отвала, м	8,0	7,0	10,0	8,6	2,6	7,0	7,2	7,5
Масса, т	18,1	30,0	44,2	49,4	43,6	20,9	24,9	31,8

8.4.5. Рыхлители и бульдозерно-рыхлительные агрегаты

Рыхлительное оборудование может быть навесным и прицепным, на карьерах применяются только навесные рыхлители с гидравлическим управлением. Рыхлители обычно используются в комплекте с бульдозерами, скреперами, погрузчиками и экскаваторами.

Навесные рыхлители классифицируются 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. Более чем на 1 м породы рыхлятся специальными рыхлителями с одним или тремя зубьями, иногда с помощью толкача.

Рыхлители по мощности тягачей подразделяются 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.

По конструктивным признакам рыхлители выполняются с подвеской — трехточечной на корпусе заднего моста или раме трактора; с трехточечной на раме гусеничных тележек и корпусе заднего моста или на раме трактора; с четырехточечной (параллелограммной) на корпусе заднего моста или на раме трактора. Параллелограммная подвеска обеспечивает рыхление с постоянным углом наклона зубьев независимо от величины их заглубления и нашла наибольшее применение на карьерном оборудовании.

Рыхлители выполняются с жестким или шарнирным креплением зубьев, со съемными или откидными зубьями. Зубья и их наконечники бывают изогнутыми и прямыми, последние применяются при рыхлении скальных пород и на глубину более 800 мм. Наибольшая глубина рыхления, до 2200 мм, достигается при работе с одним зубом.

Данные по отечественным рыхлителям, а также по бульдозерно-рыхлительным агрегатам приведены в табл. 8.48 и 8.49. Бульдозерно-рыхлительные агрегаты представляют собой тракторы, комплектно поставляемые с навесным оборудованием бульдозеров и рыхлителей. Информация о бульдозерно-рыхлительных агрегатах фирмы "Катерпиллер" (США) приведена в табл. 8.45.

Таблица 8.48.
Техническая характеристика отечественных рыхлителей

Показатели	ДП-26С	ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1	Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250		353	523
Тяговый класс, кН	(100)	(150)	(250)			(350)	(750)
Число зубьев	1	1; 3	1	1; 3	1	1	1
Расстояние между осями зубьев, мм	—	795	—	700	—	—	—
Ширина наконечника зуба, мм	66	86	105	114		120—125	125—130
Глубина рыхления, мм	450	500	1200	700	700	1300	1780
Угол рыхления, градус	45	48	45	45	45—50	25—50	30—83
Масса рыхлительного оборудования, т	1,4	3,1	3,9	5,4	6,6	7,0	12,7

Таблица 8.49.
Техническая характеристика отечественных бульдозерно-рыхлительных агрегатов

Показатели	ДЗ-116А; ДЗ-116В	ДЗ-117; ДЗ-117А	ДЗ-35С; ДП-22С	ДЗ-126; ДЗ-126А	ДЗ-94С; ДЗ-95С	ДЗ-129ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ; ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1; Т-130-МГ-1		Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Тяговый класс, кН	(100)		(150)	(250)			(350)	(750)
Бульдозер	ДЗ-110А; ДЗ-110В	ДЗ-109; ДЗ-109Б	ДЗ-35С	ДЗ-118	ДЗ-59С; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ
Рыхлитель	ДП-26С		ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Габариты, мм:								
длиа	6400	6570	8350	9215	8740	9290	10305	11200
ширииа	3220	4120	3640	4310	4730	4730	4800	6050
высота	3087	3087	2825	3240	3450	4230	4295	4785
Масса, т	17,8	17,9	27,0	42,0	52,8	50,5	59,5	90,1

8.4.6. Производительность бульдозеров и рыхлителей

Эксплуатационная производительность ($м^3/ч$) по плотной горной массе

$$Q_э = \frac{3600 V \alpha \kappa_{ис} k_у}{T k_р},$$

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. 8.50); T — продолжительность цикла (подсчитывается так же, как и для скреперов, с учетом, что обратный (холостой) ход совершается на задней передаче, см. разд. 8.4.8); $k_р$ — коэффициент разрыхления породы.

Производительность бульдозеров при планировочных работах ($м^2/ч$)

$$Q_э = \frac{3600 l_п (a \sin\gamma - b) \kappa_{ис}}{n\left(\frac{l_п}{v} + t\right)},$$

где $l_п$ — длина участка работы, м; a — длина отвала, м; γ — угол установки отвала в плане (для неповоротного отвала

Таблица 8.50.
Коэффициент k_y.

Дальность перемещения породы, м	Отношение длины горизонтального участка к общему расстоянию	Работа под уклон 10 %	Условия работы	
			под уклон 20 %	на подъем 10 %
15	1,0	1,80	2,50	0,60
30	0,6	1,10	1,60	0,37
65	0,3	0,60	0,90	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Таблица 8.51.
Расчетные показатели работы отечественных бульдозеров и рыхлителей

Показатели	Тяговый класс, кН			
	(100)	(150)	(250)	(350)
Продолжительность копания бульдозером, с	9		8,4	8,2
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

$\sin\gamma = 1$); $b = 0{,}3 \div 0{,}5$ 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 — время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе, с.

Производительность (м³/ч) бульдозера-рыхлителя при совмещении процессов рыхления и перемещения породы

$$Q_{э.р} = Q(1 - k_t),$$

где k_t — коэффициент использования агрегата на рыхлении,

$$k_t = \frac{V k_y T_p}{1(c-d)hT + V k_y T_p};$$

T_p — продолжительность рабочего цикла на рыхлении, с; c, d — ширина разрыхляемой полосы и ширина перекрытия разрыхленной полосы при повторном ходе, м; h — глубина рыхления, м.

Таблица 8.52.
Эксплуатационная производительность ($м^3$/смену) отечественных бульдозеров типа ДЗ

Тип бульдозера	Дальность перемещения, м	Категория пород		
		I	II	III
ДЗ-110А	30	667	574	533
	50	376	328	309
ДЗ-35С	30	1127	1039	959
	50	640	600	563
	70	411	389	368
ДЗ-118	30	1559	1448	1351
	50	906	858	806
	70	588	560	530

Расчетные показатели работы отечественных бульдозеров и рыхлителей приведены в табл. 8.51, 8.52.

8.4.7. Классификация колесных скреперов

Колесные скреперы классифицируют:

по способу соединения скреперного оборудования с тягачом — на прицепные, полуприцепные и самоходные. Прицепные скреперы имеют двухосную ходовую часть, полуприцепные — одноосную, но тягач имеет две оси. У самоходных скреперов тягач и скреперное оборудование имеют по одной оси. Самоходные скреперы изготовляют с одно- и двухдвигательным приводом. По приводу ходовой части самоходные скреперы могут быть дизельные и дизель-электрические, последние могут образовывать скреперные поезда;

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;

по способу управления рабочими органами — с механическим (канатно-блочным), гидравлическим и электрогидравлическим управлением.

В табл. 8.53 приведены основные технические и технологические показатели колесных скреперов.

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. 8.54). Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород.

Применение рыхлителей и толкачей повышает производительность скреперов, улучшает условия эксплуатации тракторов (тягачей) и увеличивает срок их работы без ремонтов.

Критерием целесообразности применения рыхлителей служит длина заполнения.

Наибольшая длина заполнения скрепера до полной вместимости ковша следующая:

Вместимость ковша, $м^3$	3	4,5	6	7	8	10	15
Длина заполнения, м	14	15	18	20	22	26	38

Таблица 8.53.
Техническая характеристика колесных скреперов

Показатели	ДЗ-33 (Д-569)	ДЗ-111А	ДЗ-87-1	ДЗ-20 (Д-498)	ДЗ-77	ДЗ-172.5.03	ДЗ-149.5
Вместимость ковша, м^3	3	4,5	4,5	7	8,8	8,8	8,8
Тип скрепера	Прицепной		Полуприцепной	Прицепиой			
Грузоподъемность, т	Н д	6,6	9	12,5	16	16,5	16,5
Размеры резания, мм							
ширина	2100	2430	2430	2620	2600	2754	2850
глубина	100	130	150	300	200	150	150
Толщина отсыпаемого слоя, мм	300	400	415	300	500	400	500
База, мм	1612	4440	6300	5380	6300	2478	6350
Дорожный просвет, мм	350	510	390	500	510	407	510
Колея, мм							
передних колес	1000	1300	1435	1600	1600	1880	1600
задних колес	1700	2000	1870	2200	2150	Н д	2150
Число колес	4	4	6*	4	4	4	8*
Размер шин, мм	260—508	370—508			457—635	500—635	457—635
Способ разгрузки	Принудительный						
Управление	Гидравлическое						
Базовый трактор, тягач	ДТ-75П	Т-4АП2	Т-150К	Т-100МЗ	Т-130 МГ-2	Т-170 01-2	К-701
Максимальная скорость движения, км/ч	11,4	9,3	30	10,1	10,5	10,5	33
Мощность двигателя, кВт	59	96	121	80	118	125	221
Габариты в транспортном положении, мм							
длина	6700	7480	12720	8550	9915	14330	9354
шнрина	2470	2922	2925	3154	3145	3150	3150
высота	1970	2520	2825	2560	2680	3300	2800
Масса, т							
скрепера	2,8	4,4	4,4	7,0	9,8	10,3	9,8
с тягачом	8,4	12,9	23,0	19,0	25,2	25,4	23,3

* С тягачом

Продолжение табл. 8.53

Показатели	ДЗ-11П (Д-375П)	ДЗ-74	ДЗ-172.1.03	ДЗ-79	ДЗ-13Б (Д-392)	ДЗ-107-2	ДЗ-155-1
Вместимость ковша, м^3	8	8	8,8	15	15	25	25,5
Тип скрепера	Самоходный	Полуприцепной	Прицепной		Самоходный	Самоходный двухмоторный	
Грузоподъемность, т	15	16	16,5	27	27	50,4	27
Размеры резания, мм:							
ширина	2780	2650	2754	3020	3120	3800	3412
глубина	300	200	170	310	200	400	240
Толщина отсыпаемого слоя, мм	475	Н.д.	400	500	150—500	600	500
База, мм	6900	6600	Н.д.	8000	8395	10000	8400
Дорожный просвет, мм	475	500	500	560	500	600	500
Колея, мм:							
передних колес	2330	2115	Н.д.	2200	2530	Н.д.	2530
задних колес	2150	2050	Н.д.	2400	2530	2825	2567
Чнсло колес	4	8*	4	4	4	4	4
Размер шин, мм	533—711	457—635	500—635	533—711	686—838	953—991	686—838
Способ разгрузки	Принудительный						Принудительный
Управление	Электрогидравлическое	Гидравлическое		Электрогидравлнческое		Гидравлнческое	
Базовый трактор, тягач	МоАЗ-546П	К-702	Т-170.00-2	Т-330	БелАЗ-7422	Специальное шасси	БелАЗ-531
Максимальная скорость движения, км/ч	40	33	10,5	16,4	45	50	50
Мощность двигателя, кВт	159	147	125	243	265	405×2	265×2
Габариты в транспортном положении, мм:							
длина	11000	13750	14390	11600	13000	16415	12850
ширина	3242	3145	3150	3560	3610	4450	3860
высота	3225	3535	3300	3600	3800	4400	3950
Масса, т:							
скрепера	9,5	9,5	10,1	18,6	16,6	30,0	21,0
с тягачом	20,0	23,1	25,2	53,3	36,8	65,8	38,0

Таблица 8.54.
Количество скреперов, обслуживаемых одним толкачом

Расстояние транспортирования горной массы, м	Число скреперов при вместимости ковша, м³		
	прицепного		самоходного
	до 6	7—8	8—15
100	2	2	—
250	4	3	2
500	5	4	3
700	—	6	4
1000 и более	—	—	6

Таблица 8.55.
Дальность перемещения горной массы скреперами

Вместимость ковша, м³	Дальность перемещения, м	Вместимость ковша, м³	Дальность перемещения, м
Прицепной с гусеничным тягачом		Самоходный	
до 6	100—350	до 8	300—1500
6—8,8	150—550	15	До 3000
9—11	300—800		
15	500—1500		

Таблица 8.56.
Допускаемые предельные уклоны, преодолеваемые скреперами

Агрегат	При подъеме		При спуске, до		Боковой, до	
	%	градус	%	градус	%	градус
Прицепной						
с грузом	14—18	8—10	30	18	12	7
порожний	20—23	11—13	40	22	12	7
Самоходный						
с грузом и порожний	12—15	7—8	27	15	10	5

Когда длина заполнения скрепера до полной вместимости ковша выше приведенных значений, рекомендуется использовать рыхлители и толкачи.

Условия, при которых колесные скреперы обеспечивают высокие показатели работ:

месторождения должны быть представлены полностью или частично рыхлыми породами, плотные породы перед выемкой должны разрыхляться;

влажность пород не должна превышать 15—20 %;

содержание валунов в породе должно быть небольшим;

расстояние доставки пород в отвалы или к транспортным устройствам не должно превышать целесообразного (табл. 8.55);

подъем пути движения скреперов не должен превышать указанного в табл. 8.56.

Преимущества:

достаточно высокие эффективность и маневренность;

выполнение разнообразных работ;

возможность разработки месторождений различной мощности и залегающих в разнообразных условиях;

возможность разделения добываемых пород по сортности при горизонтальном или слабонаклонном залегании и перемешивания слоев в процессе выемки, если это требуется по условиям технологии;

возможность выемки пород тонкими стружками по мере естественного оттаивания пород весной;

возможность разработки небольших, территориально разбросанных участков, расположенных в малоосвоенных районах;

использование скреперов в начале строительства карьера до монтажа экскаваторов для горно-капитальных работ.

Недостатки:

ограниченность применения из-за невозможности разработки полускальных и скальных пород;

невозможность работы при наличии в породе большого количества валунов;

снижение эффективности работы с увеличением влажности пород выше 15—20 %;

большое давление на грунт (этот недостаток ослабляется применением шин низкого давления);

снижение эффективности работы с увеличением расстояния доставки;

зависимость показателей работы от метеорологических и климатических условий и сезонность работы.

Существует несколько схем движения скреперов в зависимости от вида выполняемых работ: эллиптическая, спиральная, "восьмеркой", по зигзагу, челночно-поперечная и челночно-продольная.

В зависимости от объема работ применяются различные типоразмеры скреперов. В строительстве рекомендуются 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

8.4.8. Производительность колесных скреперов

Эксплуатационная производительность (м³/ч) скреперов определяется по формуле

$$Q_э = \frac{\kappa_р V}{\kappa_н T} k_{ис},$$

где $k_н = 0,5 \div 1,2$ — коэффициент наполнения ковша скрепера; V — вместимость ковша скрепера, м³; $k_р = 1,5 \div 1,6$ — коэффициент разрыхления породы; 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; $T_{пор}$

Таблица 8.57.

Толщина (м) стружки 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. Над чертой — без толкача, под чертой — с толкачом						

— 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. 8.57 приведена рекомендуемая толщина стружки при работе скреперов, а в табл. 8.58 — коэффициент наполнения ковша скрепера.

Расчетные показатели работы колесных скреперов и значения эксплуатационной производительности приведены соответственно в табл. 8.59 и 8.60.

Показатели скреперов фирмы "Катерпиллер" (США) приведены в табл. 8.61.

Сроки службы (лет) бульдозеров, рыхлителей и скреперов следующие:

Бульдозеры мощностью, кВт	
< 55	7
55—135	8
> 135	9
Скреперы с ковшом вместимостью, м^3	
3—15	7
> 15	10
Рыхлители на базе гусеничных и колесных тракторов	6
Тракторы тяговых классов, кН	
гусеничные —	
30—40	7
60 и более	8
колесные —	
< 30	7
30 и более	8

Таблица 8.58.
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

Таблица 8.59.
Расчетные показатели работы колесных скреперов*

Показатели	Прицепные с гусеничными тракторами класса, кН			Самоходные с ковшами вместимостью, м^3	
	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

* Над чертой — для пород категории I, под чертой — для пород категории II
** Для дальности транспортирования самоходнымн скреперами 300 м

Таблица 8.60.
Эксплуатационная производительность ($м^3$/смену) колесных скреперов типа ДЗ

Скрепер	Расстояние транспортирования, м	Категория пород	
		I	II
ДЗ-77	200	337	297
	300	246	221
	400	194	182
	500	159	145
ДЗ-11П	500	266	242
	750	208	191
	1000	171	158
	2000	100	93
	3000	71	66

Таблица 8.61.
Колесные тягачи-скреперы фирмы "Катерпиллер" (США)

Показатели	Стандартные			Тандемные		
	621E	631E, серия П	651E	627E	637E, серия П	657E
Мощность двигателя, кВт	246	336	410	414	522	708
Вместимость ковша, $м^3$	10,7—15,3	16,1—23,7	24,5—33,7	10,7—15,3	16,1—23,7	24,5—33,6
Размеры резания, мм:						
ширина	3020	3490	3850	3020	3510	3850
глубина	333	437	660	333	437	660
Габариты, мм:						
длина	12930	14280	16140	12930	14280	16200
ширина	3470	3940	4350	3470	3940	4350
высота	3710	4290	4710	3710	4290	4710
Максимальная скорость, км/ч	51	48	55	51,3	48	55
Рабочая масса, т	30,5	43,9	61,0	35,2	50,8	68,9

Список литературы

1. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия/М.И. Щадов, Р.Ю. Подэрни, Е.Н. Улицкий и др.; Под ред. М.И. Щадова, Р.Ю. Подэрни. — М.: Недра, 1989.

2. Справочник строителя. Земляные работы/Л.В. Гриншпун, А.В. Карпов, М.С. Чиченков и др.; Под ред. Л.В. Гриншпуна. — М.: Стройиздат, 1992.

3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки./МЧМ СССР, Гипроруда — Ленинград, 1986.

4. Peter N. Grimshaw. Excavating into the '90s — Mining Magazin — April, 1989.

5. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины непрерывного действия. Под редакцией М.И. Щадова, В.М. Владимирова — М.: Недра, 1989.

6. Шендеров А.И., Емельянов О.А., Один И.М. Надежность и производительность комплексов горно-транспортного оборудования — М.: Недра, 1976.

7. Развитие техники и технологии открытой угледобычи. Под редакцией М.И. Щадова — М.: Недра, 1987.

8. Земляные работы/Ю.И. Беляков, А.Л. Левинзон, В.А. Галимуллин. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Стройиздат, 1990.

9. Шелюбский Б.В. Служба главного механика строительного треста: Справ. пособие. — М.: Стройиздат, 1992.

9
ТРАНСПОРТ

Карьерный транспорт служит для перемещения горной массы на открытых разработках и представляет собой комплекс устройств и сооружений, объединяющий основное (подвижной состав) и вспомогательное оборудование, транспортные коммуникации, средства управления работой, устройства для технического обслуживания и ремонта.

Пунктами погрузки в карьерах (разрезах) служат экскаваторные забои или промежуточные склады, а пунктами разгрузки для вскрышных пород — отвалы, для полезного ископаемого — постоянные или временные склады, приемные бункера дробильных, сортировочных, обогатительных, агломерационных или брикетных фабрик. В случаях, когда полезное ископаемое из карьера направляется отдаленным потребителям, разгрузка как таковая отсутствует и работа карьерного транспорта завершается передачей груза на магистральный транспорт.

Карьерный транспорт имеет ряд особенностей, отличающих его от транспорта общего назначения:

пункты погрузки и разгрузки постоянно меняют свое положение, следуя за фронтом горных работ, что требует периодического перемещения транспортных коммуникаций и оборудования;

путь транспортирования из карьера, как правило, прокладывается под большим уклоном;

для высокопроизводительного использования экскавационного (погрузочного) и транспортного оборудования необходимо взаимное согласование параметров того и другого.

Вид карьерного транспорта определяется в первую очередь средствами перемещения горной массы. Каждому виду транспорта соответствуют определенные оборудование, коммуникации и организация работы. Выбор вида транспорта производится на основе технико-экономических расчетов применительно к конкретным горнотехническим условиям с учетом большого числа разнообразных факторов: условий залегания пласта и рудного тела, производственной мощности карьера, т.е. объема перевозок, характеристики транспортируемого груза, глубины карьера, расстояния транспортирования и т.д. С учетом вида карьерного транспорта выбираются схемы вскрытия месторождения и параметры системы разработки.

Основное распространение на отечественных и зарубежных карьерах получили железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт, применяемые как самостоятельные виды, так и в комбинациях. По прогнозу эти виды транспорта останутся основными на ближайшие 10—15 лет. Другие виды транспорта получили меньшее распространение, хотя в определенных условиях они могут быть наиболее эффективными.

9.1. Железнодорожный транспорт

Железнодорожный транспорт имеет широкое распространение на карьерах всех горнодобывающих отраслей России и других стран СНГ.

Основные преимущества ж.-д. 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, относительно низкие энергоемкость и стоимость транспортирования.

К недостаткам относятся: возможность преодолевать относительно малые уклоны пути, небольшая производительность труда.

Железнодорожный транспорт эффективно применяется при широком изменении объемов перевозки (от 20 до 100 млн т/год и более); рациональное расстояние транспортирования составляет 5—10 км и более, радиусы кривых до 80—100 м, уклоны пути не превышают 2,5—3,5° (40—50 ‰), поэтому он наиболее эффективно используется на месторождениях с большими размерами карьерного поля и при выдержанном залегании пластов или рудных тел. Глубина карьеров при железнодорожном транспорте составляет обычно не более 200—250 м, а с применением тоннельных схем вскрытия глубоких горизонтов достигает 350—400 м.

9.1.1. Железнодорожный путь

9.1.1.1. Верхнее строение пути

Рельсы. На железнодорожных промышленных путях укладываются объемно-закаленные, незакаленные и рельсы второго сорта (табл. 9.1).

Укладываемые в путь новые рельсы должны иметь стандартную длину: нормальные — 12,5—25 м; укороченные — 24,92; 24,84; 12,46; 12,42 и 12,38 м. Старогодные рельсы укладываются в путь так, чтобы разница в износе соседних рельсов по высоте и ширине головки не превышала 1 мм.

Предельные значения приведенного, бокового и вертикального износа рельсов приведены в табл. 9.2.

Шпалы. Наибольшее распространение на промышленном железнодорожном транспорте получили деревянные (94 %) и железобетонные шпалы. Деревянные шпалы преимущественно хвойных пород древесины укладывают в постоянные пути с обязательным антисептированием, в передвижные пути допускается укладка непропитанных шпал. Как правило, для укладки в путь используются шпалы I и II типов. Число шпал на 1 км — 1840 шт. в прямых и 2000 шт. в кривых участках пути.

Учитывая большие боковые динамические силы от колес подвижного состава на рельс, являющиеся причиной его сходов, передвижные пути усиливают металлическими шпалами в количестве 3—4 шт. на звено.

В связи с острым дефицитом шпальной продукции ведутся работы по созданию композиционных из отходов лесопереработки и клееных деревянных шпал, опытные партии которых испытываются в промышленных условиях.

Техническая характеристика шпал, применяемых на промышленном железнодорожном транспорте, приведена в табл. 9.3.

Таблица 9.1.
Техническая характеристика рельсов тяжелого типа

Показатели	Р75	Р65	Р50
Площадь поперечного сечения, см^2	95	82	65
Высота рельса, мм	192	180	152
Ширина головки, мм	75	75	72
Ширина подошвы, мм	150	150	132
Момент инерции относительно горизонтальной оси, см^4	4489	3540	2011
Момеит сопротивления по низу подошвы, см^3	509	435	285
Масса 1 м, кг	74	64	51

Таблица 9.2.
Предельно допускаемый износ рельсов

Вид износа по категориям пути	Р75, Р65		Р50	
	> 10 млн т груза брутто	< 10 млн т груза брутто	> 10 млн т груза брутто	< 10 млн т груза брутто
Приведенный износ (вертикальный + 0,5 бокового) головки рельсов путей, мм				
главных	12	16	10	13
приемо-отправочных	16	20	13	16
станционных	19	19	19	19
Боковой износ головки рельсов путей, мм				
главных, приемо-отправочных	15	18	13	16
других станционных	18	18	18	18
Вертикальный износ головки рельсов независимо от категории пути, мм	13	13	10	10

Промежуточные рельсовые скрепления. Основными прикрепителями рельса к деревянной шпале (табл. 9.4) являются нераздельно-костыльное скрепление ДО, к железобетонной и металлической — клеммно-болтовое КБ. Созданы специальные типы скреплений для металлических РСМ-65 (рис. 9.1,*а*), деревянных РСД-65 и железобетонных РСЖ-65 (рис. 9.1,*б*) шпал. Данные типы скреплений обеспечивают высоконадежную связь рельса со шпалой, стабильную фиксацию ширины колеи, минимальные затраты труда и времени на монтажно-демонтажные операции. Освоенные в производстве скрепления применяют на железнодорожных путях горнодобывающих предприятий России (Урала, Кузбасса) и Казахстана.

Стыковые скрепления. В качестве стыковых скреплений рельсов применяются двухголовые четырех- и шестидырные накладки (табл. 9.5).

Балластный слой. Материалом для балластного слоя служат щебень, гравий, ракушка, отходы асбестового производства, гравий и песок, которые должны удовлетворять техническим условиям на балластные материалы для железнодорожных путей.

Лучший балластный материал — щебень. Фракционный состав путевого щебня приведен в табл. 9.6.

Характеристика гравийного и песчано-гравийного балласта приведена в табл. 9.7.

Шлаковый щебень из отходов металлургического производства допускается тех же размеров, что и каменный.

Таблица 9.3.
Техническая характеристика шпал

Показатели	Деревянные шпалы (ГОСТ 78—89)			Клееная шпала (НИИОГР)
	IA	IIA	IIIA	
Толщина (высота), мм	180	160	150	180
Ширина постели, мм:				
верхней	165	160	150	250
нижней	250	230	230	250
Длина, мм	2700	2700	2700	2700
Опорная площадь полушпалы, см^2	3375	3105	3105	3375
Коэффициент изгиба	0,79	0,77	0,75	0,77
Масса, кг:				
сухая непропитанная	62	51	47	70
пропитанная маслянными антисептиками	71	58	54	—
Момент инерции среднего сечения шпалы, см^4	11542	7458	6146	12150
Момент сопротивления среднего сечения шпалы, см^3	1300	960	840	1350

Железобетонная шпала (ГОСТ 10629—88)	Металлические шпалы коробчатого сечения из швеллеров (НИИОГР)		Композиционная шпала (НИИОГР)	Показатели
	№ 20	№24		
193	152	180	180	Толщина (высота), мм
				Ширина постели, мм:
165	200	240	250	верхней
305	200	240	250	нижней
2700	2700	2700	2700	Длина, мм
—	1971	2365	3363	Опорная площадь полушпалы, см^2
0,9	0,85	0,85	0,75	Коэффициент изгиба
				Масса, кг:
265	100	138	96	сухая непропитанная
—	—	—	—	пропитанная маслянными антисептиками
4903	1657	3066	12150	Момент инерции среднего сечения шпалы, см^4
689	218	340	1350	Момент сопротивления среднего сечения шпалы, см^3

Асбестовый балласт содержит пылеватых частиц размером менее 0,1 мм 4—8 %, размером 7—25 мм — 7—30 %, мелких свободных волокон асбеста длиной 0,25—1 мм — 4—5 % по массе.

Допускаемое давление (кПа) от шпал на балласт составляет:

Для щебеночного и асбестового балласта нормальных фракций ..... До 350
Для песчано-гравийного балласта ..... До 230

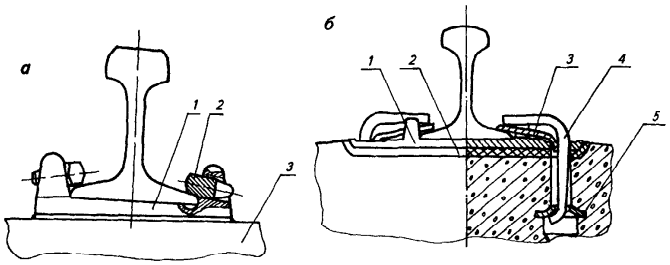


Рис. 9.1. Специальные типы скреплений:

а — клеммное для металлических шпал РСМ-65: *1* — подкладка РСМ-65; *2* — закладная клемма; *3* — металлическая шпала; *б* — пружинное для железобетонных шпал РСЖ-65: *1* — подкладка КБ; *2* — прокладка под подкладку; *3* и *5* — закладная соответственно клемма и шайба; *4* — пружинная скоба

Таблица 9.4.
Техническая характеристика промежуточных скреплений

Показатели	ДО (ГОСТ 8194—75) (ГОСТ 12135—75)	КБ (ГОСТ 16279—78)	РСМ-65 (НИИОГР)	РСД-65 (НИИОГР)	РСЖ-65 (НИИОГР)
Тип прикрепляемых рельсов	Р50, Р65, Р75	Р50, Р65, Р75	Р65, Р75	Р65, Р75	Р65, Р75
Тип прикрепляемых шпал	Деревянные	Железобетонные	Металлические	Деревянные	Железобетонные
Размеры подкладки, мм:					
ширина	310—360	370	226	300	370
длина	165—170	140	230	230	140
Масса подкладки, кг	6,2—7,6	6,5	8,2	10,0	6,5
Уклон подрельсовой части подкладки	1:20	—	1:20	1:20	—
Опорная площадь подкладки, см^2	527—612	516	520	680	516
Прикрепитель:					
рельса к подкладке	Костыль	Клемма-болт	Клемма		
шпалы к подкладке	Костыль	Болт	Сварка	Шуруп	Пружинная скоба
Число элементов скрепления на одну подкладку	4—6	19	3	7	5
Сопротивление пути угону рельса, кН	Требуется противоугон	7,5	5,0	5,0	22,5

Таблица 9.5.
Техническая характеристика стыковых накладок (ГОСТ 8193—73)

Показатели	Р75	Р65, Р75	Р65, Р75	Р50
Размеры, мм:				
наибольшая высота	132,6	126,9	130	104,2
наибольшая толщина	46,9	45,5	45,5	46
толщина по оси накладки	20	21	21	19
длина	800	800	1000	820
диаметр круглых отверстий	29	29	30	26
размеры овальных отверстий	29×39	29×39	30×40	26×34
Уклон рабочих поверхностей	1:4	1:4	1:4	1:4
Число болтовых отверстий	4	4	6	6
Масса, кг	25,8	23,8	29,5	18,7

Таблица 9.6.
Фракционный состав путевого щебня (ГОСТ 7392—85)

Фракции щебня		Допускается наличие зерен				
Название	Размер зерен, мм	более верхнего предела крупности		менее нижнего предела крупности		
		по размеру, мм	по массе, % от массы щебня	по размеру, мм	по массе, % от массы щебня	
					всего	в том числе размером 0,14 мм
Нормальная	25—60	До 70	До 5	Менее 25	До 5	До 1,5
	25—50	До 60	До 10	Менее 25	До 5	До 1,5
Мелкая	5—25	До 40	До 10	Менее 5	До 5	До 2

Таблица 9.7.
Фракционный состав гравийного и песчано-гравийного балласта (ГОСТ 7394—85)

Размер зерен, мм	Содержание зерен, % по массе в балласте	
	гравийном	песчано-гравийном
60—100	До 10	До 10
60—3	41—80	До 80
3—0,63	До 49	До 100
0,63—0,14	До 27	До 57
Менее 0,14:		
всего	До 10	До 16
в том числе илистых, глинистых и пылеватых частиц	До 2	До 3

Толщина балластного слоя из щебня должна составлять при устройстве пути: на рыхлых породах — до 35—40 см; на скальных породах — до 20—25 см.

На передвижных путях горнодобывающих предприятий возможно использование блочной балластной призмы конструкции НИИОГР. Материал блоков — горячие асфальтобетоны с каркасной арматурой. Размеры блока 4150×2700×200 мм. Торцы блоков имеют сопрягаемую поверхность, что обеспечивает плавность укладки пути на криволинейных участках. Переукладка звеньев производится непосредственно с блоками балластной призмы. Связь блока со звеном осуществляется с помощью надежных прикрепителей. Масса блока со звеном 11,0—12,0 т.

Стрелочные переводы. Основные размеры одиночных стрелочных переводов, применяемых на промышленном железнодорожном транспорте, приведены в табл. 9.8.

Таблица 9.8.
Основные размеры стрелочных переводов

Тип перевода	Марка крестовины	Расстояние, мм						Радиус переводной кривой по наружной нити, м
		от оси переднего стыка рамного рельса до хвостового стыка крестовины	от острия остряка до математического острия крестовины	от оси переднего стыка рамного рельса до центра перевода	от центра перевода до хвостового стыка крестовины по оси бокового пути	от начала остряка до центра перевода	от центра перевода до математического острия крестовины	
Р65	1/11	33367	28048	14018	19349	11249	16799	300
Р65	1/9	31039	26180	15191	15848	12422	13758	200
Р50 и Р43	1/11	33529	26902	14430	19099	10103	16799	297
Р50 и Р43	1/9	31061	24854	15423	15638	11096	13758	200

9.1.1.2. Потребность материалов верхнего строения

Среднегодовая потребность материалов верхнего строения для текущего содержания и ремонта постоянных и передвижных промышленных железнодорожных путей на деревянных и железобетонных шпалах приведена в табл. 9.9—9.12.

9.1.1.3. Периодичность плановых ремонтов пути

Объемы плановых ремонтов постоянных путей можно определять в соответствии с дифференцированными нормами периодичности ремонтов, представленными в табл. 9.13.

Рельсовые звенья для передвижных путей собираются, как правило, из старогодных рельсов Р65 длиной 12,5 м на деревянных шпалах с усилением звена металлическими шпалами. Периодичность ремонта рельсовых звеньев передвижных путей приведена в табл. 9.14.

Выход из строя шпал, переводных брусьев и рельсов обусловлен действием различных эксплуатационных, конструктивных, природных и других факторов.

Сроки службы и нормы расхода этих элементов пути для различных условий эксплуатации приведены в табл. 9.15—9.16.

Таблица 9.9.
Среднегодовая потребность (шт.) материалов верхнего строения пути для текущего содержания, подъемочного, среднего и капитального ремонтов 1 км постоянных путей

Материалы	Текущее содержание, шт.	Подъемочный ремонт, шт.	Средний ремонт, шт.	Капитальный ремонт (шт.) при рельсах		Примечание
				Р75, Р65	Р50	
Рельсы длиной 25 м / 12,5 м	2	4	6	80/160	—	
Накладки	6	8	10	160/320	—	
Болты стыковые	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Гайки	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Шайбы	20/30	20/30	40/60	320/640	480/960	
Рельсовые соединители	—	40	50	160/180	—	
Изостыки	100 %	4	4	4	—	
Подкладки	10	40	60	3680	—	При деревянных шпалах
Костыли	400	600	1000	14720	—	То же
Противоугоны	120	240	360	2400	—	"
Шпалы деревянные	50	200	400	1840	—	"
Подкладки КБ	10	40	60	3680	3680	При железобетонных шпалах
Клеммы промежуточные	4	12	24	7360	7040	То же
Болты:						
клеммные	50	100	150	7360	7360	"
закладные	20	80	120	7360	7360	"
Гайки	50	100	150	14720	14720	"
Шайбы двухвитковые	50	100	150	14720	14720	"
Прокладки:						
под рельс	250	500	750	3680	3680	"
под шпалу	50	100	150	3680	3680	"
Втулки изолирующие	50	100	150	7360	7360	"
Шпалы железобетонные	5	20	30	1840	1840	"
Щебень, м³	15	100	640	1700/1900		"

Примечание. Над чертой — для путей с деревянными шпалами, под чертой — с железобетонными.

Таблица 9.10.
Потребность материалов верхнего строения для текущего ремонта 1 км передвижных путей

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Рельсы длиной 25 м	6	9600	7800
Накладки	12	280	220
Болты стыковые	50/75	41	44
Гайки	50/75	11	12
Подкладки	70	530	430
Костыли	500	190	190
Шпалы деревянные	70	—	—
Шпалы металлические	6	—	—
Примечание. Над чертой — для Р65, под чертой — для Р50			

Таблица 9.11.
Потребность материалов верхнего строения на одну переукладку 1 км пути

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Рельсы длиной 25 м	2	3200	2600
Накладки	4	90	70
Болты стыковые	35/40	29	29
Гайки	35/40	8	8
Шайбы	35/40	3	4
Подкладки	10	70	60
Костыли	100	40	40
Болты клеммные	10	3	3
Гайки	10	1	1
Шайбы двухвитковые	10	1	1
Шпалы деревянные	160	—	—
Щебень, м^3	1200	—	—
Примечание. Над чертой — для Р65, под чертой — для Р50.			

Таблица 9.12.
Потребность материалов верхнего строения на замену одного стрелочного перевода

Материалы	Потребность, шт/год	Потребность при рельсах, кг/год	
		Р65	Р50
Металлические части стрелочного перевода	Один комплект	—	—
Накладки	20	470	370
Болты стыковые	80/120	65	70
Гайки	80/120	18	19
Шайбы	80/120	7	8
Подкладки	116	900	700
Костыли	800	300	300
Рельсы новые	6	9600	7800
Шурупы	160	86	86
Шпалы деревянные	8	—	—
Брусья переводные	Один комплект	—	—
Противоугоны	90	0,1	0,1
Щебень, м³	50	—	—

Примечание. Над чертой — для рельсов Р65, под чертой — для рельсов Р50

Таблица 9.13.
Периодичность плановых ремонтов постоянных ж.-д. путей, млн т брутто

Тип верхнего строения и план пути	Подъемочный ремонт			Средний ремонт			Капитальный ремонт		
	Уклон пути, ‰								
	0—2,5	2,51—20	20,1—40	0—2,5	2,51—20	20,1—40	0—2,5	2,51—20	20,1—40
Рельсы Р65 с деревянными шпалами:									
радиус кривой —									
$R > 1000$ м	120	100	60	220	190	110	380	320	200
$R = 351 \div 1000$ м	80	60	50	120	100	80	210	180	140
$R < 350$ м	60	50	40	90	70	60	160	130	100
Рельсы Р50 с деревянными шпалами:									
$R > 1000$ м	90	80	60	150	130	100	260	230	140
$R = 351 \div 1000$ м	60	50	40	90	70	60	150	130	100
$R < 350$ м	50	40	30	70	60	50	130	110	80
Рельсы Р65 с железобетонными шпалами:									
$R > 1000$ м	130	100	50	200	170	100	330	290	180
$R = 350 \div 1000$ м	60	50	30	90	80	60	170	140	140
Рельсы Р50 с железобетонными шпалами:									
$R > 1000$ м	80	70	50	130	120	80	230	200	120
$R = 350 \div 1000$ м	50	40	30	70	60	50	120	100	80

Таблица 9.14.
Периодичность ремонта передвижных ж.-д. путей с доставкой звеньев на звеносборочнуб базу

Периодичность ремонта на звеносборочной базе	Число переукладок в год				
	1 и менее	2	3	4	5 и более
Продолжительность периода между профилактическими ремонтами звеньев, лет	2	1,5	1,3	1,2	1,0—1,2
Продолжительность периода между комплексными ремонтами звеньев, лет	4	3	2,6	2,5	2—2,4

Таблица 9.15.
Сроки службы и нормы расхода деревянных и железобетонных шпал и переводных брусьев на ремонтно-эксплуатационные нужды

Шпалы	Постоянные пути		Передвижные пути	
	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, шт/км	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, шт/км
Деревянные	8,3—12,1	204—135	3,6—6,0	666—304
Железобетонные	17,5—24,9	105—74	—	—
Брусья стрелочных переводов	6,4—9,7	0,16—0,1	—	—

Таблица 9.16.
Сроки службы и нормы расхода рельсов на ремонтно-эксплуатационные нужды для предприятий открытой добычи

Рельсы	Постоянные пути		Передвижные пути	
	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, км/км	Срок службы, лет	Годовая норма расхода, км/км
Новые	12,7—14,8	0,08—0,068	—	—
Старогодные	—	—	2,8—6,1	0,36—0,16

9.1.1.4. Средства механизации путепереукладочных и путеремонтных работ

Технические характеристики основных типов путевых машин и устройств, применяемых на путепереукладочных и путеремонтных работах, текущем содержании путей открытых горных разработок, приведены в табл. 9.17—9.21.

Таблица 9.17.
Техническая характеристика путепереукладочного оборудования

Показатели	Путеукладочный кран УК 25/9-18	Железнодорожный кран					Тракторный путепереукладчик ТПП-25 (бульдозер ДЗ-94С)
		КДЭ-163	КДЭ-253	ЕДК-300/2	ЕДК-500/1	THG-630У	
Грузоподъемность, т	18,0	10,0—16,7	16,7—25,0	58,8	80,0—40,0	98,0	20,0
Вылет стрелы, м	—	20—15	20—15	15	20—28	28	—
Длина укладываемого звена, м	25	12,5	12,5	12,5	12,5—25	25	12,5—25
Техническая производительность при переукладке, м/ч:							
непосредственной	180	100	100	100	77—88	113—120	100—175
с промежуточной трассы	—	45	45	45	45	45—60	—
Шаг переукладки, м	Не ограничен	15—28	20—36	15—28	20—36	20—36	До 90
Мощность силовой установки, кВт	240	85	85	75	160	150	—
Минимальный радиус проходимых кривых, м	180	50	50	120	120	80	—
Габариты, мм:							
длина общая	43330	8240	9220	25610	25840	26840	9400
ширина	3250	3120	4500	—	—	—	4730
высота	5280	—	—	—	—	—	4280
Масса, т	101,0	53,1	63,9	80,0	111,0	120,0	55,0
Скорость передвижения, км/ч:							
рабочая	—	10,4	8	10	10	10	—
транспортная	50—70	80	80	100	100	100	—

Таблица 9.18.
Техническая характеристика выправочно-подбивочных машин

Показатели	ВПО-3000	ВПРС-500	ВПР-1200	Р-2000
	Назначение			
	выправка ж.-д. пути, дозировка балласта, уплотнение балластной призмы	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта у торцов шпал	выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами	рихтовка ж.-д. пути, уплотнение балласта у торцов шпал
Производительность (на основной операции)	До 3 км/ч	500 шпал/ч	1200 шпал/ч	2000 м/ч
Усилие подъема пути, кН	200	250	250	—
Усилие сдвига пути, кН	136	170	170	150
Высота подъема пути, мм	100	100	100	—
Величина сдвига пути при рихтовке, мм	200	100	100	100
Минимальный радиус проходимых кривых, м	350	160	160	160
Скорость передвижения, км/ч				
рабочая	3—15	3—4	3—4	3—4
транспортная	50	80	80	80
Мощность силовой установки, кВт	220	177	177	177
Габариты, мм	27870×3200×5250	17690×3140×3420	17690×2530×4000	26910×2530×3960
Масса, т	106,5	41,2	41,4	31,0

Продолжение табл. 9.18

Показатели	ВПРС-10 (НИИОГР)	КПЛ-ВП (НИИОГР)	УПРМ (НИИОГР)	ПРМ-50М (ПРМ-5ПМ)
	Назначение			
	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта, очистка пути, питание инструмента	выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, уплотнение балласта, очистка пути, питание инструмента	выправка ж.-д. пути, уплотнение балласта под повышенные осевые нагрузки, питание инструмента, очистка пути	выправка ж.-д. пути, уплотнение балласта, питание инструмента
Производительность (на основной операции)	400 шпал/ч	310 шпал/ч	300 шпал/ч	350 шпал/ч
Усилие подъема пути, кН	270	318	348	—
Усилие сдвига пути, кН	180	116	116	—
Высота подъема пути, мм	До 400	До 400	До 400	—
Величина сдвига пути при рихтовке, мм	До 360	До 360	До 350	—
Минимальный радиус проходимых кривых, м	60	60	60	60
Скорость передвижения, км/ч:				
рабочая	3—5	—	—	—
транспортная	40	До 30	30	50
Мощность силовой установки, кВт	177	88	37—44	44
Габариты, мм	10300×3200×4000	9730×2750×2735	6385×2810×3220	6350×2814×2735
Масса, т	23,0	12,0	10,4	9,0

Таблица 9.19.
Техническая характеристика путеремонтных машин

Показатели	ПРМ-35	МСШУ-4М	МПМ (НИИОГР)	МУР (НИИОГР)
	Назначение			
	подъемка и выправка ж.-д. пути, ручная подбивка маячных шпал при путеремонтных работах, питание инструмента	замена деревянных и ж.-б. шпал, подъемка и выправка пути, подбивка маячных шпал, земляные, погрузочно-транспортные работы, питание инструмента	подъемка и выправка пути, питание инструмента	подъемка и выправка пути, уплотнение и очистка межшпального пространства, питание инструмента, замена шпал
Производительность (на основной операции)	600 м/ч	35 шпал/ч	300 м/ч	200—300 м/ч
Усилие подъема, кН	388	318	220	318
Усилие рихтовки, кН	124	116	100	116
Высота подъема пути, мм	450	450	400	450
Величина сдвига пути, мм	360	360	400	360
Мощность силовой установки, кВт	37	44	19,5	37—44
Скорость движения максимальная, км/ч	50	50	30	30
Габариты, мм	5135×2710×2735	6385×2810×3220	3765×2600×2200	6385×2810×3220
Масса, т	6,0	9,2	4,0	10,0

Техническая характеристика выправочно-подбивочных машин (Австрия) приведена ниже.

Выправочно-подбивочная машина	08-275	08-32	МТМ-700
Назначение	Выправка ж.-д. пути и стрелочных переводов, подбивка балласта под шпалами	Выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами	Выправка ж.-д. пути, подбивка балласта под шпалами
Производительность:			
подбивка пути, м/ч	350—400	700—800	150—200
обработка стрелочных переводов, ед/ч	0,7—1	—	—
Высота подъема пути, мм	До 100	До 100	До 150
Величина сдвига пути, мм	До 100	До 100	До 100
Усилие подъема, кН	До 250	До 250	До 200
Максимальный уклон пути, ‰	До 12	До 12	До 20
Минимальный радиус кривой пути, м	До 200	До 250	До 120
Скорость, км/ч	До 100	До 100	До 30
Мощность, кВт	175	175	80
Масса, т	Около 40	Около 40	Около 10
Обслуживающий персонал, чел	3	5	2

Техническая характеристика путеремонтной машины MRT (Франция)

Назначение	Замена шпал, подъемка пути	Максимальный уклон пути, °/₀₀	До 20
Производительность		Минимальный радиус	
на подъемке пути, м/ч	250—300	кривой пути, м	До 80
на замене шпал	35—40	Скорость, км/ч	До 25
Высота подъема пути, мм	До 150	Мощность, кВт	38
Усилие подъема пути, кН	До 160	Масса, кг	4800
Усилие выдергивания шпалы, кН	До 30	Обслуживающий персонал, чел	1

Таблица 9.20.
Техническая характеристика средств малой механизации путеремонтных работ

Показатели	Рельсорезный станок гидравлический	Рельсосверлильный станок гидравлический	Механизм замены шпал (автономный)	Костылевыдергиватель гидравлический	Стыкоразгонщик	Устройство перегонки рельсов	Гайковерт гидравлический
	Назначение						
	Резка рельсов отрезным кругом	Сверление рельсов	Единичная замена шпал	Выдергивание костылей скрепления	Регулирование стыковых зазоров	Устранение забегов рельсов при путеукладочных работах	Отвинчивание и завинчивание гаек, болтов
Типы рельсов, шпал, скреплений	Р50, Р65, Р75	Р65, Р75	Деревянные, железобетонные	ДО	Р50, Р65, Р75	ДО, Д2, КБ (без ослабления)	Промежуточные и стыковые
Основные данные	Диаметр круга — 400 мм Скорость резания — 45—60 м/с	Время сверления отверстия — 90—120 с Диаметр отверстия — 34—36 мм	Время выдергивания шпалы — до 8 мин Максимальное рабочее усилие — 30 кН	Усилие выдергивания — 30—40 кН	Рабочее статическое усилие — 250 кН Скорость перемещения — 7,5 10^{-3} м/с Максимальная величина разгонки — 0,15 м	Рабочее динамическое усилие до 1000—1500 кН Скорость перемещения 30 10^{3} м/с Величина забега не ограничена	Вращающий момент регулируемый до 1,2 кН м
Мощность, кВт	8—18	3—6	—	—	—	6—9	—
Масса, кг	40	40	38	9	110	180	10

Таблица 9.21.
Техническая характеристика средств вспомогательной путевой механизации (НИИОГР)

Показатели	КПЛ-10	Саморазгружающаяся платформа	Траверса рельсозахватная электрогидравлическая
Назначение	Очистка путей, выправка пути, питание инструмента	Погрузка, транспортирование, выгрузка грузов, сыпучих материалов	Отрыв, удержание звеньев ж.-д. пути при его переукладке (укладке), рихтовка, стыковка звеньев
Основные данные	Производительность — до 150 м³/ч Мощность силовой установки — 2×44 кВт Транспортная скорость — 30 км/ч	Грузовой момент — 70 кН·м Наибольший вылет от оси поворота — 6,5 м Грузоподъемность — 120—180 т Объем кузова — 18 м³	Усилие отрыва — 140 кН Усилие рихтовки — 30 кН Усилие продольного сдвига одного рельса — 40 кН
Минимальный радиус проходимых кривых, м	100	80—100	—
Масса, т	12	29	1,3

С целью снижения трудоемкости и повышения качества ремонта путей используются стационарные поточные линии для ремонта рельсовых звеньев и рельсов. Поточная линия для ремонта рельсовых звеньев ПЗРЛ предназначена для ремонта, сборки из отдельных элементов и разборки рельсовых звеньев с деревянными шпалами, рельсами Р50, Р65, Р75 и костыльным прикреплением шпал к рельсам.

Техническая характеристика поточной линии ПЗРЛ (НИИОГР)

Тип рельсов Р50, Р65, Р75
Тип шпал ..... Деревянные всех типов
Тип скреплений ..... Костыльное
Эпюра шпал, шт/км 1840
Ширина колеи, мм ..... 1520—1540
Производительность, м/ч:
на ремонте звеньев 94
на сборке звеньев 42
на разборке звеньев 54
Масса, т 280
Обслуживающий персонал, чел. 7

Другая поточная линия предназначена для ремонта и восстановления рельсов, отбракованных при ремонте звеньев и обладающих остаточным ресурсом. На линии выполняются операции по очистке, резке, сверлению, сварке, дефектации и выправке рельсов, профилированию головки рельса.

Техническая характеристика поточной линии для ремонта старогодных рельсов (НИИОГР)

Диаметр рельсорезных кругов, мм ..... 900—1200
Число резов одним кругом ..... 20—25
Скорость сварки стыков, стык/мин ..... До 10
Скорость наплавки поверхности, мм/мин 900—1100
Усилие пресса для правки рельсов, кН:
вертикальное 250
горизонтальное 120
Производительность линии, м/смену 100

9.1.2. Подвижной состав

Карьерные локомотивы имеют ряд специфических характеристик, основные из которых — возможность локомотива преодолевать затяжные подъемы пути без значительного снижения скорости и проходить кривые участки пути радиусом до 80—100 м; автономность, т.е. возможно меньшая зависимость от внешнего источника энергии; постоянная готовность к работе в различных климатических условиях.

На открытых горных разработках получили применение два типа локомотивов — электровозы и тепловозы (табл. 9.22).

Техническая характеристика электровозов приведена ниже.

Электровоз	Д94	ВЛ26	EL21
Ток		Переменный	Постоянный
Напряжение, кВ	10	3,0	1,5
Осевая формула	$2_0—2_0$	$3_0—3_0$	$2_0+2_0+2_0$
Сцепная масса, т	94	120	160
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	230	196	262
Часовой режим			
мощность, кВт	1635	1102	2100
сила тяги, кН	196	108	242
скорость, км/ч	30	37	29,7
15-минутный режим			
мощность, кВт	1780	—	2600
сила тяги, кН	225	—	336
скорость, км/ч	27,5	—	27,5
Мощность источника автономного питания, кВт	—	—	—
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	80
Длина, мм	16400	19900	21320
Завод-изготовитель, страна	ДЭВЗ	НЭВЗ	ФРГ

Таблица 9.22.
Техническая характеристика тяговых агрегатов

Показатели	ОПЭ1; ОПЭ1М	ОПЭ2	ОПЭ1А	ОПЭ1Б	EL20	ПЭ2М; ПЭ2У	ПЭ3Т
Ток	Переменный					Постоянный	
Напряжение, кВ	10	10	10	10	10	3/1,5	3
Осевая формула	$3(2_0+2_0)$						
Сцепная масса, т	360	372	372	372	366	368	372
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	294	304	304	304	299	294	304
Часовой режим							
мощность, кВт	6480	5325	5325	5325	5367	5460	5400
сила тяги, кН	810	650	650	650	688	681	671
скорость, км/ч	28,5	29,5	29,5	29,5	28	28,9	29
15-минутный режим							
мощность, кВт	7600	6780	6780	6780	6410	$\frac{6140}{2970}$	6780
сила тяги, кН	1050	961	961	961	942	$\frac{812}{853}$	961
скорость, км/ч	25,3	25,4	25,4	25,4	24,5	$\frac{27,2}{12,5}$	25,4
Мощность источника автономного питания, кВт	1471	—	1103	1471	809	—	1471
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	80	80	80	80	80
Длина, мм	69100	51306	51506	51606	52300	51306	54606
Завод-изготовитель, страна	НЭВЗ	ДЭВЗ			ФРГ	ДЭВЗ	

Техническая характеристика тепловозов приведена ниже

Тепловоз	ТЭМ1	ТЭМ2	ТЭМ3	ТЭМ7
Осевая формула	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$3_0—3_0$	$(2_0+2_0)—(2_0+2_0)$
Сцепная масса, т	120	122	127	180
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	200	204	210	225
Расчетная сила тяги, кН	200	205	205	350
Скорость движения при расчетной силе тяги, км/ч	9	11	20	10,3
Мощность дизеля эффективная, кВт	736	800	1470	1470
Наименьший радиус вписывания, м	80	80	120	90
Длина тепловоза, мм	16970	16970	16970	21500

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.

Преимущество тепловозной тяги — автономность.

Локомотивы различаются по числу осей, форме кузова и способу питания двигателей электроэнергией.

Число осей определяется допустимой нагрузкой на путь, которая по современному состоянию путей не превышает 300—320 кН.

Форма кузова карьерных локомотивов выполняется вагонного (подобно магистральным электровозам) или будочного типа с размещением кабины машиниста в средней части локомотива.

По способу питания двигателей электроэнергией карьерные локомотивы подразделяют на контактные, контактно-дизельные, контактно-аккумуляторные.

Железнодорожные вагоны на открытых горных разработках подразделяют:

по условиям эксплуатации — на вагоны общей сети железных дорог и вагоны промышленного транспорта, обращающиеся на путях замкнутого направления без выхода на общую сеть железных дорог;

по типу конструкции — на полувагоны, платформы, цистерны, хопперы и вагоны специального назначения;

по способу передвижения — перемещаемые локомотивами или имеющие собственные тяговые двигатели (моторные вагоны).

Различаются вагоны также по габариту подвижного состава, ширине колеи, конструктивному исполнению.

Основное распространение на карьерах получили открытые вагоны благодаря удобству механизированной погрузки и разгрузки (табл. 9.23, 9.24).

Таблица 9.23.
Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	170
Объем кузова, м^3	30	38	50	68	80
Тара вагона, т	27	35	48,5	78	75
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	213	294	256	273	300
Габариты, мм					
длина по осям автосцепок	11830	12170	14900	17630	16950
ширина	3210	3520	3750	3500	—
высота	2867	3236	3241	3635	—
Способ разгрузки	Двусторонняя				Односторонняя

Таблица 9.24.
Техническая характеристика вагонов, применяемых на карьерах

Показатели	Тип вагона				
	полувагон	полувагон	полувагон	хоппер	платформа
Грузоподъемность, т	63	94	125	65	63
Объем кузова, м³	73	106	140	42	—
Тара вагона, т	22,4	33	46	22	20,9
Число осей	4	6	8	4	4
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	218	236	218	222	214
Габариты, мм	13920×3130××3484	16400×3200××3790	20240×3130××3970	12000	14620

9.1.3. Тяговые расчеты

Тяговые расчеты производятся 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 производства тяговых расчетов — сила тяги, сопротивление движению и тормозное усилие. Максимальная сила тяги (сила тяги (кН) по сцеплению)

$$F_{max} \le 1000\, M_л g \psi,$$

где $M_л$ — сцепная масса локомотива, т; $g = 9{,}81$ м/с² — ускорение свободного падения; ψ — коэффициент сцепления.

Коэффициент сцепления имеет природу коэффициента трения, зависит от многих физических и эксплуатационных факторов, определяется опытным путем.

Эмпирические выражения для определения коэффициента сцепления имеют вид:

$$\psi = a + \frac{b}{c + dv},$$

где v — скорость движения; a, b, c, d — постоянные коэффициенты, значения которых зависят от состояния пути, системы пуска и регулирования скорости, схемы соединения двигателей между собой.

При последовательно-параллельном соединении двигателей и ступенчатом регулировании скорости (электровозы EL21, 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, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭ3Т) коэффициент сцепления при движении составляет 0,27—0,29, при трогании с места — 0,34—0,36.

Сопротивление движению поезда представляет собой сумму сопротивлений основного w_o, от уклона w_i и кривизны пути w_R.

Удельное основное сопротивление (т.е. отнесенное к единице веса поезда) определяется состоянием пути, конструкцией подвижного состава, скоростью движения и устанавливается на прямом, горизонтальном участке пути. Сопротивление движению w_0 (Н/кН) различно для локомотивов и вагонов, однако при выполнении тяговых расчетов в условиях открытых разработок могут быть приняты усредненные значения, полученные эмпирически для различных условий и режимов движения поезда (табл. 9.25).

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;

$w_R = 900/(R + 100)$ — при радиусе кривой < 300 м.

Полное сопротивление (кН) движению поезда массой M

$$w = (w_0 \pm i + w_R)\, Mg.$$

Определение массы поезда. Масса (т) состава (прицепной части поезда) на открытых горных разработках определяется из условия равномерного движения поезда по руководящему уклону с полным использованием сцепного веса локомотива:

$$M_c = \frac{M_л(1000\,\psi\, k_c - w_0 - i_р)}{(w_0 + i_р)},$$

где $M_л$ — сцепная масса локомотива, т, при использовании тяговых агрегатов локомотив комплектуется из нескольких секций; ψ — расчетный коэффициент сцепления при движении; w_0 — основное удельное сопротивление движению поезда, Н/кН; $i_р$ — руководящий уклон, ‰ (Н/кН); 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 $k_c = 0{,}95 \div 0{,}96$.

Производится проверка массы (т) прицепной части поезда по условиям трогания с места на руководящем или смягченном уклоне

$$M_c = \frac{M_л(1000\,\psi_{тр}\, k_c - w_0 - i_{тр} - 110a)}{(w_0 + i_{тр} + 110a)},$$

где $\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании; $i_{тр}$ — уклон, на котором производится трогание состава с места; $a = 0{,}03 \div 0{,}05$ — ускорение при трогании, м/с^2.

При использовании тепловозов, когда сила тяги ограничивается мощностью дизеля, масса (т) прицепной части поезда

$$M_c = \frac{3600\frac{P_{эф}}{v}\eta_г\,\eta_{с.н}\,\eta_{д.э} - M_л(w_0 + i_р)g}{(w_0 + i_р)g},$$

где $P_{эф}$ — эффективная мощность дизеля, кВт; $\eta_г = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД генератора; $\eta_{с.н} = 0{,}85$ — коэффициент, учитывающий

Таблица 9.25.

Усредненные значения удельного основного сопротивления движению поезда w_0, Н/кН

Категория путей нормальной колеи (1520 мм)	Груженый поезд	Порожний поезд
Постоянные пути	2,5	3,5
Временные (передвижные) пути:		
балластированные	4,0	5,5
небалластированные	6,0	8,0

расход мощности на собственные нужды; $\eta_{дз} = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

Число вагонов в составе

$$n = \frac{M_c}{q(1+k_т)},$$

где q — грузоподъемность прицепного вагона, $k_т$ — коэффициент тары вагона.

9.1.4. Тормозные расчеты

Для торможения подвижного состава на карьерном транспорте применяют два вида торможения:

фрикционное — с использованием силы трения, возникающей при воздействии тормозных колодок на колеса или рельсы, по способу управления фрикционные тормоза подразделяют на пневматические, электропневматические, электромагнитные;

электродинамическое — с переводом тяговых двигателей локомотива в генераторный режим работы с поглощением вырабатываемой электроэнергии тормозными резисторами.

Механические (фрикционные) тормоза локомотивов и вагонов служат для нормальной и экстренной остановки поезда.

Тормозная сила поезда $B_к$ (кН) ограничена сцеплением колеса с рельсом:

$$B_к = \sum K\varphi_к \le (M_л + M_c)\, g\, \psi_т,$$

где K — сила нажатия тормозных колодок на ось, кН (табл. 9,26, 9.27); $\varphi_к$ — коэффициент трения в контакте трущейся пары; $\psi_т = 0{,}9\psi$ — коэффициент сцепления при торможении.

Полный тормозной путь

$$S_п = v_0 t \sum \frac{v_н^2 - v_к^2}{2g\,(b_т + w_0 \pm i)},$$

где v_0 — скорость поезда в момент начала торможения, м/с; $t = 3 \div 7$с — время подготовки тормозов к действию, с; $v_н$ и $v_к$ — начальная и конечная скорости в расчетном интервале скоростей движения, м/с; $b_т$, w_0, i — безразмерные величины удельного тормозного усилия, сопротивления движению и уклона.

Удельная тормозная сила поезда

$$b_т = \frac{B_к}{9{,}8(M_л + M_c)}.$$

Расчетный коэффициент трения:
для композиционных колодок

$$\varphi_к = 0{,}34\frac{3{,}6v+150}{7{,}2v+150};$$

для чугунных колодок

$$\varphi_к = 0{,}25\frac{3{,}6v+100}{18v+100},$$

где v — скорость движения, м/с.

Значения расчетного коэффициента трения определяются материалом тормозных колодок

Скорость v, км/ч	Расчетный $\varphi_к$ для колодок.	
	композиционных	чугунных
5	0,329	0,210
10	0,32	0,183
15	0,312	0,164
20	0,304	0,150
25	0,298	0,291
30	0,291	0,130
35	0,286	0,122
40	0,281	0,117
45	0,276	0,111
50	0,272	0,107
55	0,268	0,103
60	0,264	0,100

Таблица 9.26.
Тормозное усилие на ось подвижного состава (кН)

Тип подвижного состава	Значения сил нажатия на ось при колодках				Число осей
	чугунных в режиме торможения		композиционных в режиме торможения		
	груженом	порожнем	груженом	порожнем	
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
Электровозы					
EL21	127	97	—	—	6
Тяговые агрегаты					
ПЭ2М, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭ3Т, ОПЭ2	168	120	—	—	12
ОПЭ1	180	140	—	—	12
EL20	117	88	—	—	12
Железнодорожные краны					
ЕДК-300, ЕДК-500	100	—	—	—	6
КДЭ-163	49	—	—	—	4

Таблица 9.27.
Расчетные тормозные нажатия на каждые 100 т массы поезда, кН (норма тормозного пути 300 м)

Воздухораспределители	Допустимый уклон пути, ‰	Расчетные тормозные нажатия при оборудовании подвижного состава колодками	
		композиционными	чугунными
270-002, 270-005, 483 000	40	230/250	400/470
270-006, 270-002 (модернизованный)	40	200/220	—
498 000	60	230/250	500/550

Примечание. Над чертой – при скорости движения поезда 25 км/ч, под чертой – то же при скорости 30 км/ч

9.1.5. Проверка тяговых двигателей на нагрев

При электровозной и тепловозной тяге производится проверка тяговых двигателей на нагрев, чтобы убедиться, что мощность двигателей принятого локомотива достаточна для условий эксплуатации. Степень нагрева, определяемая значением тока и длительностью его протекания по обмоткам, зависит в итоге от характера профиля и протяженности пути.

Из известных методов проверки двигателей на нагрев для карьерных условий наиболее применим метод проверки нагрева по эффективному (среднеквадратическому) току

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{\Sigma I_i^2 t_i}{T_р}},$$

где $\alpha = 1{,}05 \div 1{,}1$ — коэффициент, учитывающий нагревание двигателей в процессе движения при погрузке, разгрузке и маневрах; I_i — ток двигателя на отдельных участках пути, А; t_i — время движения по участку данного профиля, ч; $T_р$ — время рейса локомотивосостава, ч.

Двигатели не перегреваются при условии $I_{эф} \leq k_з I_{дл}$, где $I_{дл}$ — длительный ток двигателя; $k_з = 1{,}1 \div 1{,}2$ — коэффициент запаса.

Основным фактором, определяющим степень нагрева двигателей, является протяженность выездной траншеи, зависящая при данном руководящем уклоне от глубины карьера.

Для предварительных расчетов мощность (кВт) тяговых двигателей локомотива может быть определена из выражения

$$P_л = \frac{k_р M_л v_р}{0{,}367 \eta_{д.з}},$$

где $k_р$ — коэффициент мощности, для карьеров глубиной 100, 200 и 300 м значение $k_р$ 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; $\eta_{д.з} = 0{,}85 \div 0{,}9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи.

9.1.6. Мощность источника автономного питания

При оборудовании тяговых агрегатов источником автономного питания (дизель-генератором) требуемая мощность (кВт) дизеля

$$P_д = \frac{Fv}{3600 \eta k_{с.н}},$$

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, питание цепей управления).

Практически отечественные тяговые агрегаты комплектуются дизельными секциями мощностью 1100 и 1470 кВт. При этом на неэлектрифицированных путях с уклоном до 10‰ скорость движения составляет 7—10 км/ч.

9.1.7. Расход энергии

Расход энергии на движение поезда за один оборот локомотивосостава, выраженный через глубину карьера и расстояние транспортирования, определяется по выполненной работе (кВт·ч):

$$A_{дв} = 278 \cdot 10^{-6} [(M_л + M_{с.г})(w_o L + H) g + (M_л + M_{с.п}) w_o g (L - L_т)],$$

где $M_л$, $M_{с.г}$, $M_{с.п}$ — масса соответственно локомотива, груженого и порожнего соста-

вов, т, L — расстояние транспортирования, км, H — разность отметок исходного и конечного пунктов транспортирования, м; $L_т$ — длина участка транспортирования, на котором производится торможение.

При транспортировании с нескольких уступов за определенный период времени учитываются средневзвешенные значения L и H.

Для оценки общего расхода энергии учитываются потери энергии на собственные иужды электровоза, маневровую работу, в контактной сети, тяговых подстанциях:

$$A_{общ} = A_{дв} \frac{k_{с\,н}\, k_{ман}}{\eta_{к.с}\, \eta_{т\,п}\, \eta_э},$$

где $k_{с\,н}$, $k_{ман}$ — коэффициенты, учитывающие расход энергии соответственно на собственные нужды (1,1—1,15) и при маневрах — в основном передвижение состава при погрузке и разгрузке (1,1—1,15); $\eta_{к.с}$, $\eta_{т\,п}$, $\eta_э$ — КПД соответственно контактной сети (0,9), тяговой подстанции (0,95), электровоза (0,85).

Для ориентировочных расчетов удельный расход энергии (кВт ч/т) без учета потерь в контактной сети и тяговых подстанциях оценивается по данным, приведенным ниже.

Средняя глубина транспортирования, м	100	150	200	250	300
Удельный расход энергии, кВт ч/т	1,0	1,25	1,5	1,8	2,1

9.1.8. Эксплуатационные расчеты

Время рейса (оборота) локомотивосостава

$$T_р = t_п + t_{дв} + t_р + t_з,$$

где $t_п$ — время погрузки состава, $t_п = nq/Q_м$ или $t_п = nV_в/Q_о$; n — число думпкаров (вагонов) в составе; q — грузоподъемность вагона; $V_в$—объем материала в вагоне; $Q_м$, $Q_о$ — соответственно техническая массовая и объемная производительность экскаватора; $t_{дв}$, $t_р$, $t_з$ — время движения, разгрузки, задержек в пути приведено ниже.

Расстояние транспортирования, км	2—3	3,1—4	4,1—5,2	5,3—6,5	6,6—8,0	8,1—10,0	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	52,0	62,4
Время задержек $t_з$ в пути, 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

Производительность локомотивосостава измеряется количеством тонн (или м^3) горной массы, вывезенной из карьера в единицу времени

Техническая производительность локомотивосостава является максимально возможной в конкретных условиях и определяется с учетом физико-механических свойств пород, которые влияют на степень использования грузоподъемности или вместимости вагонов, а также неизбежных технологических перерывов в работе:

$$Q_{лс\,тех} = \frac{Tnqk_q}{T_р} \text{ или } Q_{лс\,тех} = \frac{TnV_вk_V}{T_р},$$

где T — длительность рабочей смены, сут; q и $V_в$ — соответственно масса и объем транспортируемого материала в вагоне, k_q и k_V — коэффициенты использования соответственно грузоподъемности и вместимости.

Рабочий парк локомотивов, требуемый для вывозки заданного объема горной массы,

$$N_р = \frac{T_р}{T} \frac{fQ_с}{nqk_q},$$

где $Q_с$ — 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,

$$N_э = \frac{T_р}{t_п + t_о},$$

где $t_о$ — 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 плановых ремонтах, по климатическим условиям, в праздничные дни, ввиду сезонности работ.

Годовая эксплуатационная производительность

$$Q_э = Q_{лс\,тех}\, T_{раб}\, k_г,$$

где $T_{раб}$ — число часов работы в течение года; $k_г$ — коэффициент готовности, выражающий вероятность исправного состояния в любой момент времени.

Инвентарный парк локомотивов, необходимый для работы предприятия с заданным объемом перевозок, увеличивается на 25—30 % против 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.

Пропускная способность:

для однопутных линий (пар поездов)

$$N_1 = \frac{60T}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau},$$

где T — время работы транспорта в сутки, ч; $t_{гр}$, $t_{пор}$ — время движения по перегону соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, мин; 2τ — общий станционный интервал по каждой из станций, ограничивающих перегон, мин.

В частности, пропускная способность путей на уступе и на отвале (пар поездов)

$$N_1 = 60T/t_з,$$

где $t_з$ — время занятия перегона с учетом движения в обоих направлениях, погрузки (разгрузки) состава и станционного интервала на обменном пункте (3—4 мин);

для двухпутной линии

$$N_2 = 60T/(t_х + \tau),$$

где $t_х$ — время движения по перегону.

Пропускная способность сети карьерных путей, состоящей из ряда перегонов и раздельных пунктов, ограничивается пропускной способностью перегона, где она наименьшая. Для конкретных условий может быть установлена минимальная норма поезда, при которой обеспечивается заданный объем перевозок:

$$(nq)_{min} = \frac{fQ_{сут}(t + \tau)}{0{,}5\rho T},$$

где t, ρ — соответственно время движения и число путей на ограничивающем перегоне.

Провозная способность — количество груза (т), которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени. При сосредоточенном грузопотоке (одна выездная траншея) суточная провозная способность устанавливается по ограничивающему перегону

$$M = \frac{N_{огр}}{f} nq.$$

Применительно к подвижному составу на открытых горных разработках действует планово-предупредительная система технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов.

Предусматриваются следующие виды ТО и Р (табл. 9.28, 9.29):

технические обслуживания ТО-1, ТО-2, ТО-3 — для предупреждения появления неисправностей и поддержания локомотивов в работоспособном состоянии;

текущие ремонты ТР-1, ТР-2, ТР-3 — для восстановления основных эксплуатационных характеристик и работоспособности подвижного состава путем выполнения ревизии, ремонта и замены отдельных деталей, узлов и агрегатов;

капитальный ремонт КР-1 — для восстановления эксплуатационных характеристик путем замены, ремонта изношенных или поврежденных узлов и деталей;

капитальный ремонт КР-2 — для полной разборки и дефектации, замены или ремонта всех составных частей.

Таблица 9.28.
Периодичность технического обслуживания и ремонта локомотивов

Тип локомотива	Межремонтные периоды							
	ТО-1, ч	ТО-2, сут	ТО-3, мес	ТР-1, мес	ТР-2, год	ТР-3, год	КР-1, год	КР-2, год
Электровозы Д94; EL21	Ежесменно	При каждой экипировке, но не реже 1 раза в 10 дней	1	3	1	2	6	12
Тяговые агрегаты ОПЭ1; ОПЭ1А, ОПЭ1Б; EL20; ПЭ2М; ПЭ3Т	"		1	3	1	2	6	12
Тепловозы	"							

Таблица 9.29.
Продолжительность ремонта и технического обслуживания локомотивов

Тип локомотива	Вид ТО и Р	Продолжительность ТО и Р, ч, при численности парка локомотивов			
		< 20	21—40	41—80	> 80
Электровозы Д94, EL21	ТО-2	1	1	1	1
	ТО-3	6	5	4	4
	ТР-1	32	24	16	16
	ТР-2	80	64	48	40
	ТР-3	128	112	80	72
	КР-1	256	224	160	144
Тяговые агрегаты ОПЭ1, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, EL20, ПЭ2М, ПЭ3Т	ТО-2	1—1,5	1—1,5	1—1,5	1—1,5
	ТО-3	8	8	8	8
	ТР-1	32(40)	24(32)	16(24)	16(24)
	ТР-2	80(88)	64(72)	48(56)	40(48)
	ТР-3	128(160)	112(128)	80(96)	72(80)
	КР-1	256(320)	224(256)	160(192)	144(160)
	КР-2	384(480)	336(384)	240(288)	216(240)

Примечание. В скобках указана продолжительность ТО и Р для тяговых агрегатов с источником автономного питания.

Таблица 9.30.
Показатели работы локомотивосоставов

ГОК	Объем перевозок, млн т/год	Расстояние транспортирования, км	Производительность списочного локомотивосостава, тыс. т/год
Михайловский	57	10,5	1190
Лебединский	63,9	12,3	1305
Коршуновский	34,3	12,0	1185
Качканарский	51,2	9,0	1365
Оленегорский	17	10,6	815
Соколовско-Сарбайский	111,4	13,6	1115
Качарский	40,1	6,8	1253
Примечание. Полезная масса состава 1000—1100 т, в качестве локомотивов используются тяговые агрегаты типов ОПЭ1А, ПЭ2М.			

В табл. 9.30 приведены фактические данные о производительности локомотивосоставов на различных предприятиях.

9.2. Автомобильный транспорт

Автомобильный карьерный транспорт получил широкое распространение на открытых разработках всех горнодобывающих отраслей как в России, так и во многих странах мира. Опыт применения автотранспорта подтвердил его высокие технико-экономические показатели в определенных горнотехнических условиях. Круг этих условий в последние 10—15 лет расширяется благодаря созданию новых высокопроизводительных автомобилей и совершенствованию системы технического обслуживания и ремонта.

Основные преимущества автомобильного транспорта: автономность, т.е. независимость от внешних источников питания энергией, благодаря чему использование в период строительства карьеров; мобильность, что позволяет применять автотранспорт в сложных условиях залегания, а также при разработке месторождений с ограниченными запасами и малом сроке эксплуатации; возможность транспортирования горных пород с самыми различными физико-механическими свойствами; сокращение длины транспортных коммуникаций благодаря возможности двигаться по относительно крутым подъемам автодорог; упрощение процесса отвалообразования.

Основные недостатки автотранспорта: значительная зависимость от состояния автодорог и, как следствие, снижение производительности в период дождей, снегопада, гололеда; загрязнение атмосферы отработавшими газами при большой интенсивности движения и ограниченных размерах карьера; относительно высокие энергоемкость и эксплуатационные затраты.

Автомобильный транспорт используется при небольших объемах перевозок на малых карьерах и достигающих 60—80 млн т/год на крупных.

Рациональное расстояние транспортирования при автотранспорте не превышает 3—4 км, поэтому карьеры, где используется автотранспорт, имеют сравнительно ограниченные размеры в плане (не более 2,0—2,5 км). Уклоны автодорог составляют 4—5° (80—100‰), радиусы поворота на дорогах — 40—50 м, глубина карьеров обычно не превышает 200—250 м.

9.2.1. Автодороги

Схемы автодорог и движения автотранспорта определяются горнотехническими условиями разработки месторождения, направлением и расстоянием транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого.

Расположение автодорог и направление движения по ним зависят от способа вскрытия месторождения. С применением автомобильного транспорта трасса вскрывающих выработок, обеспечивающих транспортную связь вскрышных и добычных уступов с технологическим комплексом на поверхности, представлена в виде прямых, спиральных, петлевых и комбинированных съездов.

При выборе руководящего (расчетного) уклона учитываются глубина карьера, интенсивность движения, тяговые свойства 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 типов автосамосвалов (колесная формула 4×2) расчетный уклон по этим соображениям принимается равным 70—80 °/₀₀. В исключительных случаях на отдельных участках дороги допускается уклон до 100 °/₀₀. При использовании автопоездов с колесной формулой 6×2 целесообразнее пологий уклон (40—50 °/₀₀), так как в этом случае увеличиваются скорость движения автомобилей и производительность автотранспорта в целом.

В случаях, когда участки дорог с предельным значением уклонов являются затяжными, через каждые 600 м устраивают участки длиной не менее 50 м с уклоном не более 20 ‰.

При совпадении подъема с кривой продольный профиль смягчают, при радиусах 50—60 м— на 15—20 %.

Карьерные автодороги различают: по характеру перевозок — технологические, хозяйственные; местоположению — в капитальных траншеях, на съездах, отвалах, в забоях; условиям эксплуатации — постоянные, временные; конструкции — с дорожным покрытием и без покрытия. Проектирование и строительство автодорог всех типов производятся в соответствии со строительными нормами и правилами (СНиП 2.05.07—85). Главным признаком, характеризующим параметры и конструкцию автодороги, является ее грузонапряженность, т.е. количество груза, перевозимое по данному участку в единицу времени.

Важнейший параметр автодороги — ширина проезжей части. На основании исследований и опыта эксплуатации выработаны следующие рекомендации по выбору ширины проезжей части автодорог:

Грузоподъемность автомобиля, т	27—30	40—42	75—80	110—120	170—180
Ширина проезжей части карьерных автодорог, м:					
при одностороннем движении	5,5—6	6,0—6,5	7,0—7,5	8,0—8,5	10—11
при двустороннем движении	12—14	13—15	16—19	19—21	23—27

На криволинейных участках постоянных автодорог предусматривается уширение проезжей части в зависимости от радиуса закругления на 1—3 м 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 выполняется.

Очертание поверхности проезжей части выполняется с уклоном для отвода воды, поперечный профиль — двух- и односкатным. Двухскатные поверхности устраивают на прямых участках капитальных траншей и дорог на поверхности, односкатные — на дорогах, проходящих по полутраншеям, бермам на борту карьера и на поворотах радиусом < 200 м. Поперечный уклон проезжей части выполняется в первом случае в сторону борта карьера (i = 10÷40 °/₀₀), во втором (вираж) — внутрь кривой (i = 20÷40 °/₀₀).

По конструкции карьерные автодороги состоят из основания, подстилающего слоя и дорожного покрытия. Основание является главным грузонесущим слоем дороги; подстилающий слой служит в основном как дренирующий; покрытие непосредственно воспринимает воздействие колес автомобиля и защищает конструкцию автодороги.

Выбор толщины основания и покрытия карьерных дорог определяется в первую очередь грузоподъемностью эксплуатируемых средств автотранспорта (табл. 9.31).

При сооружении автодорог на грунтах с низкой несущей способностью при строительстве земляного полотна получают применение рулонные синтетические геотекстильные материалы. В конструкции дорожных одежд геотекстили, укладываемые под слоем щебня, выполняют функции армирования, дренажа, защиты и фильтрации. Применение данных материалов способствует повышению несущей способности основания дороги, обеспечивает возможность применения в сложных условиях автомобилей повышенной грузоподъемности. Например, положительные результаты при строительстве автодорог получены в ПО "Якуталмаз".

Для обеспечения безопасного непрерывного движения автотранспорта с установленными скоростями и нагрузками в условиях карьеров создается дорожная служба, осуществляющая работы по содержанию и ремонту автодорог.

Дорожно-ремонтные работы разделяются на содержание, текущий, средний и капитальный ремонты.

К *содержанию* относятся работы, выполняемые в течение всего периода эксплуатации автотранспорта по уходу за дорогой и дорожными сооружениями.

Для весенне-осеннего периода характерны работы по профилированию дорог и отводу талых, грунтовых и дождевых вод от дорожного полотна. В летний период превалируют работы по поливке дорожного покрытия и очистке его от пыли, грязи и материала, просыпающегося из кузовов автомобилей. В зимний период преобладают работы по очистке дорог от снега и борьбе с гололедицей (посыпке дорог мелким гравием, каменной мелочью, песком, шлаком).

К *текущему ремонту* относятся работы по исправлению повреждений дорожного полотна: заделка выбоин и трещин, восстановление ровности дороги и т.п.

К *среднему ремонту* относятся выполняемые 1 раз в 1—2 года работы по ликвидации износа дороги. Основные из них: поверхностная обработка асфальтобетонных, черных щебеночных и гравийных покрытий, замена отдельных плит.

Таблица 9.31.
Толщина элементов конструкции автодорог

Грузоподъемность автомобиля, т	Толщина слоя, см	
	основания	покрытия
27—30	$\frac{40-50}{20}$	$\frac{10-15}{10-15}$
40—42	$\frac{50-60}{25-30}$	$\frac{10-15}{10-15}$
75—80	$\frac{60-70}{30-35}$	$\frac{15-20}{10-15}$
110—120	$\frac{80-85}{35-40}$	$\frac{15-20}{15-20}$
170—180	$\frac{100-105}{40-50}$	$\frac{15-20}{15-20}$

Примечание. Над чертой — толщина слоя в мягких и сыпучих породах, под чертой — в скальных и полускальных

К *капитальному ремонту* относятся выполняемые 1 раз в 10—12 лет работы по полному устранению износа всех элементов и сооружений дороги, повышению прочности дорожного покрытия, доведению размеров элементов дороги до номинальных.

Для условий открытых горных разработок важное значение имеет обеспыливание автодорог как по соображениям отрицательного воздействия на окружающую среду, так и вредного воздействия пыли на узлы и агрегаты автомобиля.

Для содержания и ремонта карьерных автодорог в надлежащем состоянии применяются различные машины и механизмы (табл. 9.32). В зависимости от объема работ, характеристики грунтов и параметров автодорог в конкретных условиях принимаются машины различных типоразмеров.

Таблица 9.32.
Машины для строительства, содержания и ремонта автодорог

Назначение	Машина	Основные параметры
Перемещение и рыхление грунта	Бульдозер на базе гусеничного трактора	Мощность 116—566 кВт
Земляные работы (планировка, профилирование, очистка обочин и др.)	Автогрейдер	Мощность 100—220 кВт
Земляные работы при строительстве	Скрепер прицепной, самоходный	Вместимость ковша 8—15 м^3
Уплотнение грунта, дорожных оснований и покрытий	Каток самоходный, прицепной	Масса 16—25 т
Погрузка сыпучих и мелкокусковых материалов	Погрузчик фронтальный на пневмошасси	Вместимость ковша 3—18 м^3
Очистка автодорог от снега	Снегоочиститель фрезерно-роторный, шнеко-роторный	Производительность 500—1400 т/ч
Полив автодорог	Поливооросительная машина на базе БелАЗ	Вместимость цистерны 17—35 м^3
Подсыпка мелких фракций, разбрасывание противоледных материалов	Комбинированная дорожная машиа на базе БелАЗ, КамАЗ	Вместимость бункера 11—17 м^3
Транспортирование и распределение жидких битумных материалов при строительстве щебеночных дорог	Автогудронатор на базе ЗИЛ, КамАЗ	Вместимость цистерны 4000—7000 л
Укладка и распределение асфальтобетонных смесей	Асфальтоукладчик	Производительность 25—150 т/ч

9.2.2. Подвижной состав

По конструктивному исполнению подвижной состав карьерного автотранспорта подразделяется на две основные группы — автосамосвалы и автопоезда.

К конструкции карьерных автомобилей ввиду специфических условий эксплуатации на открытых горных разработках предъявляются следующие требования: высокая прочность механической части, позволяющая выдерживать ударные усилия при экскаваторной погрузке; обеспечение удобства погрузки и разгрузки кузова для сокращения длительности этих технологических операций; высокая маневренность для обеспечения эффективной работы в стесненных условиях горных

выработок; на затяжных подъемах и спусках, характерных для карьерных условий, возможность развивать достаточную скорость и необходимое тормозное усилие.

Для карьерных автомобилей получили применение два типа трансмиссий: гидро- и электромеханическая.

Гидромеханическая трансмиссия применяется, как правило, на автомобилях грузоподъемностью < 80—100 т (созданы отдельные образцы автосамосвалов грузоподъемностью 160 т).

Электромеханическая трансмиссия с использованием мотор-колес применяется на автомобилях особо большой грузоподъемности.

С использованием электромеханической трансмиссии средства карьерного автотранспорта создаются в двух исполнениях:

1. В виде автономного автомобиля с дизельной установкой, вращающей генератор, который подает электроэнергию тяговым двигателям, приводящим автомобиль в движение;

2. В виде дизель-троллейвоза, тяговые двигатели которого на стационарных участках дороги получают энергопитание от контактной сети, на временных дорогах (в забоях, на отвалах) — от дизель-генератора.

Основные тенденции в развитии карьерных автосамосвалов:

автомобили изготовляются преимущественно двухосными с колесной формулой 4×2;

удельная мощность (т.е. мощность, отнесенная к единице полной массы автомобиля) составляет 5—6 кВт/т;

Таблица 9.33.
Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7527
Грузоподъемность, т	27	30	30	40	42	42	42
Масса снаряженного автомобиля, т	21	21,75	21,475	28,8	29,48	29,5	29,48
Распределение полной массы, т:							
на переднюю ось	15,6	17,15	17,175	23,2	24	24	24
на заднюю ось	32,4	34,6	34,3	45,6	47,48	47,5	47,48
Габариты, мм	7250× ×3480× ×3580	7133× ×3480× ×3560	7435× ×3480× ×3620	8120× ×3787× ×3910	8120× ×3787× ×3830	8120× ×3787× ×3845	8250× ×3787× ×4035
Погрузочная высота, мм	3255	3255	3620	3805	3805	3805	4135
База, мм	3550	3550	3550	4200	4200	4200	4200
Наименьший радиус поворота, м	8,7	8,7	8,7	10,2	10,2	10,2	10,2

Продолжение табл. 9.33

Показатели	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-7526	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7548	БелАЗ-7527
Объем кузова, м³:							
геометрический	15	15	19	21	21	21	27,4
с "шапкой"	18	18	23,5	26	26	26	33,7
Двигатель	ЯМЗ-240	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-240М2	ЯМЗ-240Н	ЯМЗ-240НМ2	ЯМЗ-8401	ЯМЗ-240НМ1
Номинальная мощность, кВт	265	309	265	368	368	405	368
Частота вращения, мин-1	2100	2100	2100	2100	2100	2100	2100
Размер шин	18 00-25	18.00-25	18.00-25	21.00-33	21.00-33	21 00-33	21.00-33

Таблица 9.34.
Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электромеханической трансмиссией

Показатели	БелАЗ-7509	БелАЗ-75091	БелАЗ-7519	БелАЗ-75191
Грузоподъемность, т	75	75	110	110
Масса снаряженного автомобиля, т	67,48	67,68	85	85,5
Распределение полной массы, т				
на переднюю ось	46,825	47	65,15	64,9
на заднюю ось	95,73	95,83	130	129,75
Габариты, мм	10250×5360×4790	10250×5360×4790	11250×6100×5130	11250×6100×5130
Погрузочная высота, мм	4550	4550	4600	4600
База, мм	4450	4450	5300	5300
Наименьший радиус поворота, м	10,5	10,5	12	12
Объем кузова, м³:				
геометрический	35	35	41	41
с "шапкой"	46	46	56	56
Двигатель	6ДМ-21А	8РАЧ-185	8ДМ-21А	8РАЧ-185
Номинальная мощность, кВт	772	809	956	809
Частота вращения, мин-1	1500	1500	1500	1500
Мощность генератора, кВт	630	630	630	630
Мощность тягового двигателя, кВт	360	360	360	360
Размер шин	27 00-49	27 00-49	33 00-51	33 00-51

Продолжение табл. 9.34.

Показатели	БелАЗ-75199	БелАЗ-7512	БелАЗ-7521	БелАЗ-75213, 75214	БелАЗ-75202
Грузоподъемность, т	105	120	180	180	200
Масса снаряженного автомобиля, т	90	90	145	157	143
Распределение полной массы, т:					
на переднюю ось	65	70	106	111	111
на заднюю ось	130	140	219	226	232
Габариты, мм	11700× ×6980× ×5700	11250× ×6100× ×5280	13580× ×7640× ×6100	14575× ×7700× ×6375	13280× ×7780× ×6580
Погрузочная высота, мм	5225	4900	5700	6055	5870
База, мм	5300	5300	6650	6650	6100
Наименьший радиус поворота, м	12	16	16	16	15
Объем кузова, м^3					
геометрический	82	47	80	80	85
с “шапкой”	—	62	108	108	115
Двигатель	8РАЧ-185	8ДМ-21АМ	12ДМ-21А	12ЧН1А-26/26	16V-149Т1В
Номинальная мощность, кВт	809	956	1691	1691	1641
Частота вращения, мин$^{-1}$	1500	1500	1500	1000	1900
Мощность генератора, кВт	630	630	1400	1400	1400
Мощность тягового двигателя, кВт	360	360	560	560	560
Размер шин	33 00-51	33 00-57	40 00-57	40 00-57	40 00-57

Таблица 9.35.
Техническая характеристика автосамосвалов зарубежных фирм

Показатели	Юнит-Риг М120	Комацу НД1200	Юклид R170	Катерпиллер Cat789	Юнит-РигМ200	Дрессер 830Е
Грузоподъемность, т	108	120	154	154	180	218
Масса, т	63	85	101	134	144	149
Объем кузова, м^3	42	46	54	55	84	92,5
Мощность двигателя, кВт	883	883	1194	1340	1820	1641
Габариты, мм	9980×5230××5310	10980×6550××5510	11900×6650××5690	12100×6930××5610	14630×7800××6450	13500×7300××6900
Высота по грузки, мм	4650	4610	5300	5230	5510	6100
Радиус поворота, м	9,45	9,5	12,5	—	16,4	14,2
Размер шин	30 00-51	33 00-51	36 00-51	36 00-51	40 00-57	40 00-57

Техническая характеристика автопоездов

Автопоезд	БелАЗ 7425 9490	БелАЗ-7420-9590
Грузоподъемность, т	65	120
Масса автопоезда без груза, т	42,8	106
Колесная формула	6×2	6×4
Геометрический объем кузова, м^3	59	112,5
База тягача, мм	4200	4450
Наименьший радиус поворота, м	10	15
Габариты, мм	12465×3770×4400	20130×5360×4450
Мощиость двигателя, кВт	367	955
Максимальная скорость, км/ч	50	50
Размер шин	21 00-33	27 00-49

автосамосвалы грузоподъемностью > 100—120 т выполняются с электромеханической трансмиссией;

удельный геометрический объем кузова составляет 2—2,5 м^3 на 1 т грузоподъемности; при этом, как правило, предусматривается возможность использования различной вместимости.

Характеристики карьерного подвижного состава карьерного автотранспорта приведены в табл. 9 33—9.35.

Дизель-троллейвозы целесообразно использовать в карьерах (разрезах) с автомобильным транспортом глубиной от 70—100 до 300 м при трассах со значительной длиной стационарного участка, где монтируется контактная сеть. Доля стационарного участка трассы должна составлять не менее 50—60 % общей длины трассы. Электрифицированная часть трассы должна 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.

Техническая характеристика дизель-троллейвозов приведена ниже

Дизель троллейвоз	БелАЗ	"Комацу" (Япония)	"Юнит-Риг" (США)	"Вабко" (США)
Грузоподъемность, т	120	120	154	154
Масса автомобиля, т	90	87	95	102
Ток	Постоянный	Переменный	Постоянный	
Напряжение, В	1800	1000	1200	1200
Мощность дизеля, кВт	770	880	1180	1180
Минимальный радиус поворота, м	12	10	13	14
Тип токоприемника	Штанговый		Пантограф	

Ниже приведена скорость движения дизель-троллейвоза сравнительно с автосамосвалом, км/ч.

Динамический фактор ($i + w_0$), Н/кН	40	50	60	70	80	90	100	110	120
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

Для обеспечения нормального токосъема особое внимание уделяется ровности дорожного покрытия.

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—2,0 раза.

9.2.3. Тяговые расчеты

Сила тяги автомобиля $F_к$ (Н), необходимая для преодоления сопротивления его движению,

$$F_к = (w_0 + w_в \pm w_i + w_к + w_j)\, m_a g,$$

где w_0 — удельное основное сопротивление движению автомобиля, Н/кН; $w_в$ — удельное сопротивление воздушной среды, Н/кН; w_i — удельное сопротивление движению от уклона дороги, Н/кН; $w_к$ — удельное сопротивление движению на кривых участках дороги, Н/кН; w_j — удельное сопротивление, вызываемое инерцией вращающихся масс, Н/кН; m_a — масса автомобиля (груженого и порожнего), т; g — ускорение свободного падения, м/с^2.

Удельное основное сопротивление движению w_0 (Н/кН) определяется типом и состоянием дорожного покрытия:

Асфальтобетонное, бетонное	15
Щебеночное, обработанное вяжущими	20—25
Забойные дороги	
на скальных породах	40—50
на рыхлых породах	50—60
Отвальные дороги на скальных породах	60—80

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

Удельное сопротивление движению (Н/кН) от уклона дороги равно уклону дороги в промилях (‰).

$$\pm w_i = \pm i\,.$$

Удельное сопротивление (Н/кН) воздушной среды

$$w_в = \lambda\Omega\,(v \pm v_в)^2/(m_a g),$$

где λ — коэффициент, учитывающий аэродинамику (для карьерных автомобилей $\lambda = 5{,}5 \div 7$); Ω — площадь лобовой поверхности, для автосамосвалов грузоподъемностью 30—40 т составляет 10—11 м^2, для автосамосвалов грузоподъемностью 110—180 т — 25—31 м^2; v — скорость движения, км/ч; $v_в$ — составляющая скорости ветра, параллельная направлению движения автомобиля, км/ч.

Удельное сопротивление (Н/кН) движению на кривых участках дороги

$$w_к = 300 \frac{200 - R}{200} R/(m_a g),$$

где R — радиус кривой, м.

Удельное сопротивление (Н/кН), вызываемое инерцией вращающихся масс,

$$w_j = 102\,(1 + \gamma)a,$$

где $(1 + \gamma)$ — коэффициент инерции вращающихся масс, для автосамосвалов с гидромеханической трансмиссией $(1 + \gamma) = 1{,}07 \div 1{,}085$, с электромеханической — 1,1—1,15.

Избыточную силу тяги $(F - w_в)/(m_a g)$ называют динамическим фактором D, по которому определяется скорость движения автомобиля.

Максимальное тяговое усилие (F_{max}, Н) ограничивается условиями сцепления движущих колес с дорожным покрытием:

$$F_{max} \le 1000\, k_{сц}\, m_a g \psi,$$

где ψ — коэффициент сцепления (табл. 9.36); $k_{сц}$ — коэффициент использования сцепной массы автомобиля, представляющий отношение массы, приходящейся на движущие 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	0,4	0,7

Касательная сила тяги имеет также ограничение по мощности двигателя при заданной скорости движения:

$$F_к = \frac{3600P}{v} \eta_{от}\, \eta_т,$$

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 $\eta_т = 0{,}69 \div 0{,}71$.

Путь торможения карьерных автосамосвалов в диапазоне скоростей 20—30 км/ч составляет 10—20 м.

Таблица 9.36.

Коэффициент сцепления ψ для дорог различного типа и состояния

Тип и состояние дорожного покрытия	Коэффициент сцепления при дорожном покрытии	
	сухом	мокром
Главные откаточные дороги		
с покрытием бетонным и асфальто-бетонным	0,7	0,45
щебеночным с обработкой вяжущими материалами	0,75	0,5
Забойные и отвальные дороги		
укатанные	0,6	0,45
неукатанные	0,45	0,3
Дороги, покрытые снегом и обледенелые	—	0,15—0,2

При экстренном торможении тормозной путь (м) определяется условиями сцепления колес с полотном автодороги и с некоторыми допущениями определяется из выражения

$$S_т = \frac{1000(1+\gamma)v_н^2}{2 \cdot 3{,}6^2(1000\psi + w_о + i)g},$$

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—0,7с).

9.2.4. Эксплуатационные расчеты

Эксплуатационные расчеты имеют цель определения инвентарного парка, расхода топлива (для дизель-троллейвозов также электроэнергии), провозной способности.

Время (ч) рейса автомобиля

$$T_р = \frac{1}{60}(t_п + t_р + t_{дв} + t_м),$$

где $t_п$, $t_р$, $t_{дв}$, $t_м$ — время соответственно погрузки, разгрузки, движения и маневровых операций, мин.

Время (мин) погрузки

$$t_п = t_ц n_к,$$

$t_ц$ — время цикла экскаватора; $n_к$ — число ковшей, разгружаемых в кузов,

$$n_к = \frac{q}{V\gamma k_э},$$

где q — грузоподъемность автомобиля, т; V — вместимость ковша, м^3; γ — 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 ниже.

Вместимость ковша V, м^3	4,6—5	8—10	12—16	20
Грузоподъемность автомобиля q, т	30—40	75—80	110—120	180—200
Объем перевозок Q, млн т/год	5—8	10—30	20—50	50—70

Таблица 9.37.

Скорость движения автомобилей (км/ч)

Диинамический фактор, Н/кН	БелАЗ-548А	БелАЗ-7519	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

Время разгрузки автосамосвала составляет 1,0 мин, время на маневры и ожидания за рейс — 2 мин.

Время (мин) движения

$$t_{дв} = \sum_{1}^{n} t_{дв_i} = \sum_{1}^{n} 60 l_i / v_i,$$

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 общего удельного сопротивления движению, т.е. динамического фактора (табл. 9.37).

Для определения динамического фактора порожних автомобилей $D_{пор}$ значение $D_{гр}$ корректируется делением на отношение масс груженого и порожнего автомобилей.

При движении автомобилей по временным дорогам в забое и на отвале вводится ограничение скорости 15 км/ч, при движении на спуске более 50 ‰ — 30 км/ч.

При укрупненных расчетах пользуются значениями средней технической (приведенной технической) скорости (км/ч)

$$v_{ср\,т} = \frac{L_{гр} + L_{пор}}{t_{дв}} = \frac{2 v_{гр} v_{пор}}{v_{гр} + v_{пор}}.$$

При оценке срока службы (ходимости) шин пользуются значением среднеэксплуатационной скорости (км/ч)

$$v_{ср.э} = \frac{(L_{гр} + L_{пор})\, n_р}{T_д},$$

где $L_{гр}$, $L_{пор}$ — расстояние транспортирования соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, км; $v_{гр}$, $v_{пор}$ — средняя скорость движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч; $n_р$ — число рейсов автомобиля в течение рабочего дня; $T_д$ — общее число часов работы в день, включая все перерывы (например 8, 16, 24 ч).

Эксплуатационные показатели работы автотранспорта (табл. 9.38).

Коэффициент готовности, характеризующий безотказность и ремонтопригодность автомобиля,

$$k_г = \frac{t}{t + t_в},$$

где t — наработка на отказ; $t_в$ — среднее время восстановления работоспособности автомобиля.

Коэффициент технического использования, характеризующий ремонтопригодность автомобилей и уровень технического обслуживания и ремонта,

$$k_{т\,и} = \frac{t_п}{t_п + t_{обсл} + t_{рем}},$$

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,

$$k_{и\,п} = \frac{t_п}{t_п + t_{обсл} + t_{рем} + t_{орг}},$$

где $t_{орг}$ — суммарные простои автопарка по организационным причинам.

Коэффициент технической готовности представляет собой отношение числа технически исправных автомобилей к списочному числу.

Таблица 9.38.

Эксплуатационные показатели использования карьерных автосамосвалов

Показатели	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; $k_{см}$ — коэффициент использования сменного времени, практически равен 0,75—0,85.

Сменная производительность (т) автомобиля

$$Q_{см} = q\, k_q\, n_р$$

где k_q — коэффициент использования грузоподъемности.

Рабочий парк автомобилей

$$N_р = Q/Q_{см},$$

где Q — объем перевозок горной массы, т/смену.

Инвентарный (списочный) парк автомобилей

$$N_и = N_р/k_{и.п}.$$

Годовая производительность (т/год) списочного автомобиля

$$Q_г = Q_{см}\, n_{раб}\, n_{см}/k_{и.п},$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{раб}$ — число рабочих дней автомобиля в год.

Годовой пробег (тыс. км) списочного автомобиля

$$L = 10^{-3}\, l_{ср}\, n_р\, n_{см}\, n_{раб}/k_{и.п},$$

где $l_{ср}$ — среднее расстояние транспортирования, км.

Рациональное соотношение количества действующего и выбираемого оборудования экскаваторно-автомобильного комплекса может быть оценено показателем соответствия

$$k_с = N_р\, t_ц/(N_э\, T_р),$$

где $N_э$ — число экскаваторов, работающих на автотранспорт.

Показатель соответствия, равный 1,0, указывает на полное соответствие типа и количества оборудования в комплексе.

Величины коэффициента, превышающие 1,0, 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.

9.2.4.1. Расход топлива

В основу расчета расхода топлива положено определение работы, выполняемой автомобилем при транспортировании горной массы. В общем случае работа, следовательно, расход топлива зависит от расстояния транспортирования, высоты подъема груза, массы автомобиля, состояния дорог, климатических условий,

технического состояния подвижного состава.

При транспортировании груза из глубинного карьера работа по транспортированию (кДж)

$$A = (q + q_т)\ (w_o L + H)g + q_т(L — L_т)w_o g;$$

при перемещении груза в нагорных карьерах

$$A = q_т(w_o L + H)g + (q + q_т)\ (L — L_т)w_o g,$$

где $L_т$ — протяженность участков, на которых производится торможение автомобиля; $q_т$ — масса автомобиля.

В эксплуатационной практике расчет расхода дизельного топлива на карьерном автотранспорте производится 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 (л) топлива

$$G_н = N_{а.л} \frac{L}{100} (1 + Д),$$

где $N_{а.л}$ — линейная дифференцированная норма расхода топлива автосамосвалом; L — общий пробег автомобиля; $Д$ — 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 цветной металлургии	144	302	397	—
На разрезах угольной промышленности	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 %.

9.2.5. Техническое обслуживание и ремонт

Содержание технологического автопарка в исправном состоянии достигается системой технического обслуживания и ремонта, т.е. совокупностью средств, исполнителей и нормативной технической документации.

Основой системы технического обслуживания и ремонта карьерных автомобилей являются контрольные и ремонтно-профилактические работы. Сущность планово-предупредительной системы технического обслуживания, диагностирования и ремонта состоит в плановом выполнении работ в соответствии со структурой ремонтного цикла.

Техническое обслуживание по периодичности, перечню и трудоемкости выполняемых операций подразделяется на следующие виды:

ежесменное и ежедневное техническое обслуживание (ЕС и ЕО);

первое техническое обслуживание (ТО-1);

второе техническое обслуживание (ТО-2);

третье техническое обслуживание (ТО-3);

сезонное техническое обслуживание (СО).

Для карьерных автомобилей грузоподъемностью 75 т и более установлены следующие виды ремонта: регламентированный ремонт ПР-1 и ПР-2, неплановый текущий ремонт ТР.

Таблица 9.39.
Периодичность, трудоемкость и простой в техническом обслуживании автомобилей

Грузоподъемность автомобилей, т	Показатели	Вид обслуживания			
		ЕО	ТО-1	ТО-2	ТО-3
27—30	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	—
	Трудоемкость, чел -ч		12,8	57,5	—
	Простой, ч		6	19	—
40—42	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	—
	Трудоемкость, чел -ч		13,1	63,7	—
	Простой, ч		6	21	—
75—80	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		19	43	58
	Простой, ч		5	15	20
110—120	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		20	46	63
	Простой, ч		5	14	19
170—180	Периодичность, ч	Ежесменно	125	500	1000
	Трудоемкость, чел.-ч		28	64	88
	Простой, ч		7	20	28

Нормативы трудоемкости текущего ремонта на 100 ч работы следующие:

Грузоподъемность автомобиля, т.....	27—30	40—42	75—80	110—120	170—180
Трудоемкость, чел.-ч:					
без шинных работ	17,8	20,4	16,5	18,4	21,6
шинные работы	1,65	2,05	4,8	4,8	8,0
Время выполнения работ, ч	9,0	9,0	9,0	10	11

Диагностирование выполняется с периодичностью соответствующих видов технического обслуживания и ремонта.

Неплановый текущий ремонт заключается в устранении отказов, возникающих в интервалах между техническими обслуживаниями и плановыми ремонтами.

Нормативы периодичности, трудоемкости и времени выполнения работ (табл. 9.39) приведены для эталонных условий:

природно-климатический район — умеренно-холодный;

автотранспортное предприятие эксплуатирует 26—50 автомобилей;

средняя наработка по парку автомобиля с начала эксплуатации до 5 тыс. ч;

вместимость ковша экскаватора соответствует максимально допустимой для данного автомобиля;

коэффициент крепости горной породы до 10 по шкале М. М. Протодьяконова;

доля участка трассы с уклоном более 50 °/$_{oo}$ составляет 0,5—0,6 расстояния транспортирования;

тип дорожного покрытия — переходное.

При изменении условий эксплуатации для большегрузных самосвалов нормативы корректируются коэффициентами:

k_1 — в зависимости от природно-климатических условий в интервале 0,9—1,1 для трудоемкости ТО и ПР, в интервале 1—1,2 для ТР;

k_2 — в зависимости от количества автомобилей на предприятии в интервале 0,85—1,1 для трудоемкости ТО, ПР и ТР;

Таблица 9.40

Эксплуатационные показатели работы автосамосвалов грузоподъемностью 110 т

Предприятие	Объем перевозок, тыс. т	Среднее расстояние, км	Среднегодовая производительность списочного самосвала, тыс. т
Оленегорский ГОК	56207	1,78	1392
Ковдорский ГОК	26807	3,08	834,4
Коршуновский ГОК	29758	1,89	996,5
Костомукшский ГОК	64284	2,91	811,3
Сорский МК	58740	3,58	957,6
Соколовско-Сарбайский ГОК	32961	1,84	636,5
Полтавский ГОК	22858	2,16	716,7
Тырныаузский ВМК	13811	1,68	739,2
Кедровская автобаза	47988	1,95	1330,5
Киселевская автобаза	32896	2,81	679,1
Томусинская автобаза	35592	2,58	926,1
Краснобродская автобаза	39963	3,38	678,4

Продолжение табл. 9.40

Предприятие	Среднегодовой пробег, тыс. км	Коэффициент использования парка	Время в наряде, ч
Оленегорский ГОК	56,0	0,823	20,9
Ковдорский ГОК	58,8	0,764	16,7
Коршуновский ГОК	—	0,6	—
Костомукшский ГОК	52,9	0,655	18,4
Сорский МК	80,0	0,866	19,2
Соколовско-Сарбайский ГОК	25,9	0,603	13,3
Полтавский ГОК	35,4	0,586	17,2
Тырныаузский ВМК	27,8	0,683	12,2
Кедровская автобаза	47,1	0,762	17,53
Киселевская автобаза	34,7	0,491	18,16
Томусинская автобаза	43,4	0,671	18,15
Краснобродская автобаза	41,6	0,586	15,07

Таблица 9.41.
Эксплуатационные показатели работы автосамосвалов грузоподъемностью 40—42 т

Предприятие	Объем перевозок, тыс. т	Среднее расстояние транспортирования, км	Годовая производительность списочного самосвала, тыс. т	Среднегодовой пробег, тыс. км	Коэффициент использования парка	Время в наряде, ч
Михайловский ГОК	6513	3,69	183,2	38,7	0,526	10,7
Стойленский ГОК	8289	2,65	316,4	48,4	0,602	19,2
Магнитогорский МК	20774	4,73	278,7	73,4	0,692	12,9
Гайский ГОК	10903	2,34	390,3	50,1	0,782	14,5
Башкирский МСК	11714	3,24	356,7	66,0	0,797	17,0
Марганецкий ГОК	14402	2,42	310,7	53,5	0,521	16,4
Комсомольское РУ	26568	1,99	453,9	61,0	0,766	16,6
Тургайское РУ	19252	1,71	282,6	34,9	0,566	11,4
Жайремский ГОК	12969	3,63	239,9	48,8	0,561	11,7
Маднеульский ГОК	8710	2,38	234,7	29,2	0,501	11,2
Киселевская автобаза	11014	3,25	273,7	44,5	0,582	17,3
Комсомольская автобаза	23698	2,8	343,3	48,0	0,661	16,6
Малиновская автобаза	17283	2,8	389,7	54,5	0,596	20,6
Листвянская автобаза	9045	2,72	385,3	52,4	0,627	19,0

k_3 — в зависимости от средней наработки автомобилей с начала эксплуатации в интервале 1,0—2,8 для ТР;

k_4 — в зависимости от использования рационального сочетания автомобиля и экскаватора в интервале 0,8—1,2 для трудоемкости ТР;

k_5 — в зависимости от крепости горных пород в интервале 0,9—1,05 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,9—1,4 для трудоемкости шинных работ;

k_6 — в зависимости от доли крутого участка трассы в интервале 0,9—1,15 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,8—1,05 для трудоемкости ТР;

k_7 — в зависимости от типа дорожного покрытия в интервале 0,95—1,05 для периодичности ТО и ПР, в интервале 0,9—1,1 для трудоемкости ТР.

9.2.6. Фактические показатели работы автотранспорта

Фактические показатели работы большегрузного карьерного автотранспорта (табл. 9.40, 9.41) изменяются в широком диапазоне в зависимости от горнотехнических и климатических условий эксплу-

Таблица 9.42.
Рекомендуемые диаметры конвейерных роликов

Тип секций	Ширина ленты, мм	Диаметр роликов при транспортировании, мм	
		угля и рыхлой породы	руды и скальной породы
Жесткая конструкция	800—1200	127(159)	159
То же	1400—1600	159	194(159)
"	1800 и более	194(159)	219(194)
С шарнирными роликоопорами	800—1200	127	159(127)
То же	1400—1600	159	159
"	1800 и более	194(159)	194(159)

атации, состояния базы технического обслуживания и ремонта, квалификации персонала.

Дальнейшее развитие автотранспорта связано с применением автомобилей повышенной грузоподъемности. В этих условиях направлениями, обеспечивающими рост эффективности работы автотранспорта, являются следующие:

повышение надежности и срока службы автомобилей;

совершенствование конструкции автодорог и поддержание их в качественном состоянии;

совершенствование системы технической эксплуатации;

создание и применение дизель-троллейвозов с целью сокращения расхода жидкого топлива.

9.3. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт применяется в разных объемах на предприятиях всех горнодобывающих отраслей стран СНГ и других стран мира.

Основные преимущества конвейерного транспорта: поточность транспортирования как технологического процесса; автоматичность действия; возможность перемещать материал при углах наклона трассы 16—18° и вследствие этого сокращение расстояния транспортирования и объема горно-капитальных работ по строительству траншей или наклонных стволов; высокая экологичность. К недостаткам относятся жесткие требования к влажности, абразивности и кусковатости материала (размер кусков не должен превышать 400—500 мм); зависимость от климатических условий; относительно высокая энергоемкость.

Применение конвейерного транспорта связано в первую очередь с поточной технологией при использовании роторных и цепных экскаваторов на разработке рыхлых горных пород, а также в комбинации с железнодорожным или автомобильным транспортом, когда конвейеры используются в качестве подъемников и для транспортирования по поверхности. Конвейерный транспорт наиболее соответствует условиям глубоких карьеров, обеспечивая при этом высокую производительность.

Конвейерный транспорт эффективно применяется при перевозке 20—40 млн т/год и более. Рациональное расстояние транспортирования обычно не превышает 4—6 км. Высота подъема груза составляет 250—300 м.

9.3.1. Конструкция конвейеров

По назначению и месту установки конвейера в транспортной схеме на открытых разработках различают конвейеры забойные, отвальные, подъемные, магистральные, соединительные, вспомогательные. Забойные и отвальные конвейеры являются передвижными, подъемные и маги-

Таблица 9.43.
Техническая характеристика резинотканевых лент

Основная характеристика ленты	Вид транспортируемого материала	Категория условий эксплуатации	Вид ленты
Многопрокладочная, с двусторонней резиновой обкладкой и защитной или брекерной прокладкой под резиновой обкладкой рабочей поверхности и резиновыми бортами	Руды черных и цветных металлов, крепкие горные породы с размером кусков до 500 мм и др.	Очень тяжелые	Общего назначения Морозостойкая
	Известняк, доломит с размером кусков до 500 мм, руды черных и цветных металлов — до 350 мм	Тяжелые	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь с размером кусков и породы до 500 мм	"	Трудновоспламеняющаяся То же и морозостойкая
Многопрокладочная с двусторонней резиновой обкладкой и резиновыми бортами	Руды черных и цветных металлов, крепкие горные породы с размером кусков до 100 мм, другие высокоабразивные материалы — до 150 мм	Средние	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь рядовой, глина, мягкие породы, другие малоабразивные материалы	"	Общего назначения Морозостойкая
	Уголь с размером кусков до 500 мм и породы до 300 мм	"	Трудновоспламеняющаяся
	Антрацит с размером кусков до 500 мм или породы — до 300 мм	"	То же и морозостойкая

Таблица 9.44.
Техническая характеристика резинотросовых лент

Показатели	РТЛ1500	РТЛ2500	РТЛ3150	РТЛ4000	РТЛ5000	РТЛ6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м² ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Ширина ленты, мм	1000	1000	—	—	—	—
	1200	1200	1200	—	—	—
	1600	1600	1600	1600	1600	1800
	1800	1800	1800	1800	1800	2000
	2000	2000	2000	2000	2000	2500

Тип ткани тяговой прокладки каркаса с прочностью по основе, Н/мм	Толщина обкладки, мм		Основная характеристика ленты
	рабочей поверхности	нерабочей поверхности	
Синтетическая 400	8—10	2—3	Многопрокладочная, с двусторонней резиновой обкладкой и защитной или брекерной прокладкой под резиновой обкладкой рабочей поверхности и резиновыми бортами
Синтетическая 200—400	6—8	2	
Синтетическая (полиамидные) 200—400	6 6	3,5 3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	6—8	2	Многопрокладочная с двусторонней резиновой обкладкой и резиновыми бортами
Синтетическая 100—200 или комбинированная (полиэфирхлопок), 55	5	2—3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	4,5	3,5	
Синтетическая (полиамидная) 100—300	4,5	3,5	

стральные — стационарными, соединительные — полустационарными.

По этим признакам конвейеры конструктивно различают по массе, способности преодолевать различные углы подъема, удобству перемещения на новую трассу и т.п.

Основные части конвейера: линейные и переходные секции с верхними и нижними роликоопорами, замкнутая в вертикальной плоскости конвейерная лента, приводная и концевая станции.

Линейные секции имеют конструкцию жесткую с жесткими или шарнирными роликоопорами (табл. 9.42) или податливую с канатной подвеской. На грузовой ветви устанавливаются обычно трехроликовые опоры, придающие ленте лотковую форму, на порожняковой ветви — одно- или двухроликовые. Расстояние между роликоопорами грузовой ветви составляет обычно 0,9—1,2 м, на порожняковой — 2,5—3 м.

Угол наклона боковых роликов 30—35°, в отдельных случаях достигает 45°, что позволяет при той же ширине ленты повышать производительность конвейера примерно на 15 %. Применение на порожняковой ветви двухроликовых опор с углом наклона роликов 10—12° обеспечивает центрирование ленты при движении.

Конвейерные ленты используются резинотканевые и резинотросовые (табл. 9.43, 9.44) шириной 800, 1000, 1200, 1400, 1600, 1800, 2000, 2500, 3000 мм (в соответствии с ГОСТ 20—85). Работоспособность ленты определяется разрывным усилием 1 см ширины ленты. С использо-

Таблица 9.45.
Диаметры приводного барабана

Ленты резинотканевые		Ленты резинотросовые	
Разрывное усилие одной прокладки, Н/мм	Коэффициент a	Разрывное усилие ленты, Н/мм	Диаметр барабана, мм
		1500	1000
150	160—170	2500	1250
200	180—200	3150	1250
300	220—240	3500	1600(1400)
Диаметр барабана $D_б = i\,a$		4000	1600
		5000	1600
		6000	1600

Таблица 9.46.
Углы обхвата на приводных барабанах

Установка приводных барабанов	Число приводных блоков на барабанах	Установка става	Угол обхвата		
			α_1	α_2	α_3
Один в головной части	2(1)	Горизонтальная	210	—	—
Два в головной части	2 2	"	100	210	—
	2 1	"	165	—	—
Один в головной, один в хвостовой части	2 2	"	115	210	—
	2 1	"	205	210	—
	2 2	Наклонная	90	210	—
	2 1	"	145	210	—
Три в головной части	2 2 2	Горизонтальная	65	100	210
	2 2 1	"	90	160	210
	2 1 1	"	110	100	210
Два в головной и один в хвостовой части	2 2 2	"	75	130	210
	2 2 1	"	105	250	210
	2 1 1	"	140	145	210
	2 2 2	Наклонная	60	85	210
	2 2 1	"	80	130	210
	2 1 1	"	100	80	210

Таблица 9.47.
Коэффициент трения сцепления и тягового фактора $e^{\mu\alpha}$

Материал футеровки барабана, состояние атмосферы	Коэффициент μ	Значение $e^{\mu\alpha}$ при углах α (градус)								
		180	210	240	270	300	330	360	380	400
		3,14	3,66	4,19	4,71	5,24	5,76	6,28	6,63	7,0
Чугун или сталь, атмосфера сильновлажная (мокрая)	0,1	1,37	1,44	1,52	1,6	1,69	1,78	1,87	1,94	2,02
Футерованный барабан, атмосфера очень мокрая	0,15	1,6	1,73	1,87	2,03	2,19	2,37	2,57	2,71	2,8
Чугун или сталь, атмосфера сухая	0,3	2,56	3,0	3,51	4,11	4,81	5,63	6,59	7,31	8,17
Деревянная футеровка, атмосфера сухая	0,35	3	3,61	4,33	5,2	6,25	7,51	9,02	10,19	11,62
Резиновая лента, атмосфера сухая	0,4	3,51	4,33	5,34	6,59	8,12	10,01	12,35	14,35	16,4

ванием резинотканевых конвейерных лент из синтетической ткани на базе полиамидных или полиэфирных волокон разрывная прочность 1 см прокладки составляет 3000—6000 Н. Резинотросовые ленты обеспечивают разрывное усилие, достигающее 15000—60000 Н/см ширины ленты.

Преимущество резинотканевых лент — их относительно небольшая масса; недостаток — значительное удлинение под рабочей нагрузкой (2—3 % длины), что требует устройства громоздких натяжных устройств. Основные преимущества резинотросовых лент: высокая прочность, обеспечивающая возможность создания конвейеров большой длины и производительности; незначительная вытяжка, не превышающая 0,25 %; недостатки — значительная масса, сложность соединения стыков ленты.

Основными частями привода ленточного конвейера являются один или два (реже три) приводных барабана и приводные блоки, состоящие из электродвигателя, редуктора, соединительных муфт и тормоза. Диаметр приводных барабанов зависит от конструкции и прочности ленты (табл. 9.45).

Схемы обводки ленты по приводным барабанам определяют тяговые свойства привода (табл. 9.46 и 9.47).

Таблица 9.48.
Коэффициент C

Тип роликоопоры	Угол наклона роликов, градус	C	
		$\varphi = 15°$	$\varphi = 20°$
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 %

Таблица 9.49.
Угол откоса материала на движущейся ленте

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

Мощность приводных блоков выбирается из ряда:

200, 250, 320, 500, 630, 800, 1000, 1250, 1500 кВт.

9.3.2. Выбор основных параметров ленточных конвейеров

Производительность конвейера Q (т/ч) — транспортного средства непрерывного действия — в общем случае определяется массой груза q (кг/м), приходящейся на единицу длины установки, и скоростью движения ленты (м/с):

$$Q = 3{,}6qv.$$

Расчетным выражением для определения производительности (т/ч) конвейерной установки является следующее:

$$Q = Ck_y(0{,}9B - 0{,}05)^2 v\gamma,$$

где C — коэффициент производительности (наполнения лотка); k_y — коэффициент, учитывающий угол установки конвейера; B — ширина конвейерной ленты, м; v — скорость движения ленты, м/с; γ — насыпная плотность транспортируемого материала, т/м^3. Коэффициент C зависит от угла откоса φ материала на ленте, числа и угла наклона роликов (табл. 9.48). Расчетный угол откоса φ груза на движущейся ленте для угля, руды и вскрышных пород составляет 15—20° (табл. 9.49).

С увеличением угла установки конвейера, что учитывается коэффициентом k_y, 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
Значение k_y	1	0,98	0,96	0,94	0,92	0,9

Скорость движения ленты принимается в зависимости от производительности конвейера, ширины ленты и характеристики груза.

С учетом характеристик типовых электродвигателей и редукторов рекомендуемый ряд скоростей движения ленты представляется в виде:

1,6; 2; 2,5; 3,15; 4,5; 6,3; 8 м/с.

При транспортировании крепких руд и пород скорость движения принимается меньше, чем при транспортировании рых-

лых 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—12000	Более 12000
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 (м) конвейерной ленты исходя из заданной производительности

$$B = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q}{k_y C v \gamma}} + 0{,}05\right).$$

Ширина конвейерной ленты, выбранная по производительности, проверяется на возможность транспортирования кусков данного размера. При кусках крупностью a_{max} должно соблюдаться соотношение:

для грузов, содержащих куски размером a_{max} в количестве не более 15 % по массе,

$$B \geq (2{,}3—2{,}5)a_{max};$$

для грузов, содержащих куски размером a_{max} в количестве до 80 % по массе,

$$B \geq (3{,}3—4)a_{max}.$$

Мощность привода конвейера определяется 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 (кВт) на валу приводного барабана (барабанов) определяется как сумма мощностей (кВт), затрачиваемых на холостой ход конвейера, транспортирование материала на длину L (м), и мощности, необходимой для подъема груза на высоту (м) $H = L\sin\beta$,

Таблица 9.50.
Масса вращающихся частей трех- и однороликовых опор конвейеров

Ширина ленты, мм	Нормальное исполнение				Тяжелое исполнение			
	Однороликовые		Трехроликовые		Однороликовые		Трехроликовые	
	диаметр ролика, мм	масса, кг	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

$$P = \frac{(3{,}6cw'vq_к + Q\sin\beta)gL}{10^3 \cdot 3{,}6},$$

где c — коэффициент, учитывающий сосредоточенные сопротивления, значение его уменьшается с увеличением длины конвейера:

L	100	200	300	400	500	800	1000	1250	1600	2000	4000
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 0,020—0,022, при работе в условиях низких температур (до —40°С) коэффициент сопротивления повышается до 0,040—0,045; β — угол наклона конвейера, градус; $g = 9{,}81$ м/с^2; $q_к = q + 2q_л + q_р' + q_р''$ — масса соответственно груза q, ленты $q_л$, вращающихся частей роликов (табл. 9.50) на грузовой $q_р'$ и порожняковой $q_р''$ ветвей, отнесенных к единице длины, кг/м.

Масса (кг/м) груза

$$q = Q/(3{,}6v).$$

Масса ленты

$$q_л = m_л B,$$

где $m_л$ — удельная масса конвейерной ленты, кг/м^2 (табл. 9.51).

Применительно к конвейерному транспорту, для которого, как правило, экономически неоправдано резервирование оборудования, особо важное значение имеет надежность транспортных схем.

Большое число схем конвейерного транспорта по принципу соединения и взаимодействия оборудования может быть сведено к четырем основным структурным схемам: последовательное соединение оборудования, параллельное соединение оборудования, с объединением грузопотоков, с разделением грузопотоков.

Обобщающим показателем надежности является коэффициент готовности, определяемый временем работы между отказами T и временем восстановления $T_в$,

$$k_г = \frac{T}{T + T_в}.$$

Транспортирующая способность конвейерной системы определяется как вероятная эксплуатационная производительность, определяемая с учетом надежности оборудования:

$$D = k_г T_р Q,$$

Таблица 9.51.

Удельная масса конвейерной ленты $m_л$, кг/м^2

Резинотканевая лента с разрывной прочностью 3000 Н/см ширины прокладки		Резинотросовая лента	
Число прокладок	$m_л$, кг/м^2	Тип ленты	$m_л$, кг/м^2
4	18	РТЛ-1500	33
5	20	РТЛ-2500	43
6	22	РТЛ-3150	49
8	25	РТЛ-4000	55
		РТЛ-5000	58
		РТЛ-6000	70

Таблица 9.52
Техническая характеристика ленточных конвейеров Александровского машиностроительного завода

Коивейер	Производительность, т/ч	Лента			Угол наклона конвейера, градус	Длина конвейера*, м	Мощность привода, кВт
		скорость движения, м/с	ширина, мм	тип			
1ЛУ-120	1200	2,5	1200	РТЛ-1500	18	1600—260	4×125
2ЛУ-120А	1500	3,15	1200	РТЛ-3150	18	2700—600	3×500
	1500	3,15	1200	2РТЛО-2500	18	1800—500	2×500
2ЛУ-120В	1500	3,15	1200	РТЛ-2500	18	1800—500	4×250

* В зависимости от угла наклона от 0 до 18°.

Таблица 9.53.
Техническая характеристика ленточных конвейеров Донецкого машиностроительного завода

Коивейер	Производительность		Леита		Угол наклона конвейера, градус	Длина конвейера, м	Мощность привода, кВт
	расчетная, м³/ч (т/ч)	номинальная (эффективная), м³/ч	скорость движения, м/с	ширина, мм			
КЛЗ-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛЗ-400-2М					0	400	1×250
КЛЗ-500-2М					2	500	2×250
КЛЗ-800-2М					0	800	2×250
КЛМ-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛМ(Н)-250-2М					7		2×250
КЛМ-400-2М					0	400	1×250
КЛМ(Н)-400-2М					5		2×250
КЛМ-500-2М					2	500	2×250
КЛМ-800-2М					0	800	2×250
КЛО-250-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	250	1×250
КЛО-400-2М					0	400	1×250
КЛО-500-2М					2	500	2×250
КЛО-750-2М					0	750	2×250
КЛП-250/100-2М	2500/2500	1750	4,6; 4,2	1200	2	165—265	1×250

Таблица 9.54.
Техническая характеристика ленточных конвейеров Сызранского завода тяжелого машиностроения

Конвейер	Производительность, м3/ч	Лента		Тип привода	Мощность привода, кВт
		ширина, мм	скорость движения, м/с		
С160225	1600	1600	1,6	Однобарабанный	320
	2000		2		400
	2500		2,5		500
	3150		3,15		630
С160160	1600	1600	1,6	"	400
	2000		2		500
	2500		2,5		630
	3150		3,15		800
С200160	2500	2000	1,6	"	630
	3200		2		800
	4000		2,5		1000
	4960		3,15		1250

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 (см. раздел 8).

Для наиболее распространенной системы, состоящей из n последовательно соединенных конвейеров, коэффициент готовности

$$k_г = \frac{1}{1 - n + \sum_{i=1} \frac{1}{k_{гi}}}.$$

9.3.3. Технические характеристики конвейеров

Выпускаемые заводами России и Украины конвейеры предназначены для транспортирования вскрышных пород и угля в составе комплексов непрерывного действия, а также для транспортирования скальных пород и руд в виде подъемников при автомобильно-конвейерном транспорте (табл. 9.52—9.54).

Таблица 9.55.
Техническая характеристика ленточных конвейеров угольных разрезов

Конвейер	Производительность, м³/ч (т/ч)	Лента			Длина конвейера, м	Мощность привода, кВт
		скорость движения, м/с	ширина, мм	тип		
Разрез "Восточный" (транспорт угля)						
Забойный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	750	3×500
Соединительный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	320	3×500
Соединительный с бункером	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	650	3×500
Подъемный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	410	6×500
Магистральный	5250(6000)	4,6	1800	РТЛ-2500	750	3×500
Разрез "Березовский-1" (транспорт угля)						
Забойный	5250	4,6	1800	РТЛ-2500	1200	3×500
Магистральный	5250	4,6	1800	РТЛ-2500	600	3×500
Подача угля от борта разреза до ГРЭС-1 (5 шт. общей длиной 14,86 км)						
Из них конвейер максимальной длины	(4500)	4	2000	РТЛ-5000	3770	4×1600
Разрез им. 50-лет Октября (транспорт скальных пород)						
Наклонный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-5000	455	3780
Магистральный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-5000	1750	3780
Отвальный	4000(6600)	3,15	2000	РТЛ-3150	1900	2720

Таблица 9.56.
Основные параметры конвейерных линий железорудных карьеров

Горнообогатительный комбинат	Производительность		Длина, м	Высота подъема, м	Конвейеры			
	годовая, млн т	часовая, т			число	ширина ленты, м	скорость ленты, м/с	суммарная мощность приводов, кВт
Ингулецкий	24	4800	1010	152	2	2000	2,5	4000
	30	6000	1700	176	3	2000	3	6950
Северный	18	4000	2270	240	3	2000	2,5	7200
Оленегорский	13,5	3000	950	170	2	1600	2,5	2520
Ковдорский	16	3300	730	155	1	1600	2,5	2400
Южный	20	4500	2600	240	4	2000	2,5	7200
Ново-Криворожский	10	2100	790	155	2	1600	2	2390
	22	4500	1080	205	3	2000	2,5	4800
Стойленский	20	4500	1305	205	2	2000	2,5	4800
	20	4500	1290	203	2	2000	1,5	4800
Днепровский	20	4500	611	159	1	2000	2,5	3200
Центральный	24	4200	1400	300	2	1600	3,15	6000

Таблица 9.57.
Нормы амортизационных отчислений на конвейеры

Оборудование	Общая норма амортизационных отчислений, %	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

Таблица 9.58.
Структура ремонтного цикла конвейеров

Оборудование	Производительность, м³/ч	Продолжительность цикла, лет	Структура цикла
Ленточные конвейеры	1000	4—5	К—Т—С—Т—К
	1250—3000	5—6	К—2Т—С—2Т—К
	4000—5000	6—8	К—3Т—С—3Т—К
Примечание. К, С, Т — соответственно капитальный, средний и текущий ремонты			

Таблица 9.59.
Относительная трудоемкость ремонтов частей оборудования

Оборудование	Ремонтируемая часть	Трудоемкость, %
Ленточные конвейеры	Линейная	40
	Лента	25
	Приводная и натяжная станции	25
	Электрическая	10

9.3.4. Показатели работы ленточных конвейеров

Для конкретных предприятий параметры конвейеров и схема конвейерных линий формируются в зависимости от требуемой производительности, характеристики транспортируемых пород, высоты подъема, расстояния транспортирования (табл. 9.55, 9.56).

Данные о нормах амортизационных отчислений на конвейеры, сроке службы лент и ремонтных характеристиках приведены в табл. 9.57 — 9.59.

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 лент примерно на 1 год меньше, чем на конвейерах стационарных и находящихся в галереях.

9.3.5. Вспомогательные работы при конвейерном транспорте

К вспомогательным работам относятся доставка, монтаж и стыковка лент, подборка просыпей под конвейерным ставом, очистка ленты от налипаний и намерзаний, замена роликов, передвижка конвейеров.

Укрупненно потребность в оборудовании для механизации вспомогательных процессов оценивается в следующих размерах:

передвижчики конвейерных ставов (забойных и отвальных конвейеров) — один на 3—3,5 км конвейеров; передвижчики выполняются на базе гусеничных или колесных тракторов мощностью 130 и 220 кВт (для конвейеров с лентой соответственно 1200—1400 и 1600—2000 мм), рабочая скорость составляет 10—12 км/ч, шаг передвижки 0,4—0,5 м;

подборщики просыпей под ставами передвижных и стационарных конвейеров — один на 3,5—5 км конвейеров; используются специальные подборщики с навесным оборудованием в виде одноковшового рабочего органа и выдвижной стрелы на базе гусеничного или колесного трактора; вместимость ковшоподборщика 0,25—0,4 $м^3$;

вулканизационная передвижная мастерская для вулканизации лент непосредственно на месте установки конвейеров — одна на 5 км конвейеров;

вулканизационные прессы для горячей вулканизации лент шириной до 2000 мм — один на 2,5 км конвейеров;

агрегат для навески или замены роликов и роликоопор — один на 15—20 км конвейеров;

бульдозеры для планировки площадок в зоне расположения оборудования.

Список литературы

1. Положение о техническом обслуживании, диагностировании и ремонте карьерных самосвалов БелАЗ грузоподъемностью 75 т и более.

2. Потапов М.Г. Карьерный транспорт. — М.: Недра. 1985.

3. Правила тормозных расчетов для железнодорожного транспорта Минчермета СССР, Москва. 1986.

4. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины непрерывного действия. — М.: Недра, 1989.

5. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины цикличного действия. — М.: Недра, 1989.

6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — М.: Недра, 1982.

7. Циперфин И.М., Штейн В.Д. Карьерный автомобильный транспорт. — М.: Недра, 1992.

8. Шадрин Н.М. Электрическая тяга на открытых горных разработках. — М.: Недра, 1987.

9. Электроподвижной состав промышленного транспорта (Справочник). Под ред. Л.В. Балона — М.: Транспорт, 1987.

10
Внутрикарьерное механическое дробление

В мировой практике открытых горных работ применяется технология горного производства с использованием в качестве экскавационного оборудования экскаваторов цикличного действия и в качестве транспортных средств либо только конвейеров, либо комбинации колесного и конвейерного транспорта. Такая технология получила условное название циклично-поточной технологии (ЦПТ).

В составе технологических комплексов применяются 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.

Накопительные емкости обычно представляют собой бункер, в который загружается горная масса экскаватором или транспортным средством. 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 используются дробилки различных типов, сравнительная оценка которых приведена в табл. 10.1.

Конусные дробилки крупного дробления (ККД), щековые (ЩДП) и роторные встречного вращения (ДРК) выпускаются на машиностроительных заводах России и за рубежом применительно к обогатительным фабрикам руд черных и цветных металлов, дробильно-грохотильным комплексам стройматериалов и др. (табл. 10.2).

Двухвалковые дробилки повышенной (до 2000—2500 $м^3/ч$) производительности освоены производством главным образом за рубежом и применяются 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.

Дробящие элементы конусно-валковой дробилки крупного дробления (рис. 10.1) включают в себя наружную чашу и внутренний конус, оси которых расположены под углом один к другому и пересекаются в сферическом шарнире в нижней части корпуса. Чаша снабжена приводом, а конус приводится во вращение во время дробления за счет зажатия дробимого материала между конусом и чашей. Рядовая масса материала питателем подается в широкую часть дробящего пространства. Мелкие куски породы проходят через разгрузочную щель, не подвергаясь дроблению. Более крупные куски останавливаются в той зоне дробящего пространства, которая соответствует их размеру, "выхватываются" из потока материала за счет вращения чаши и конуса, проходят

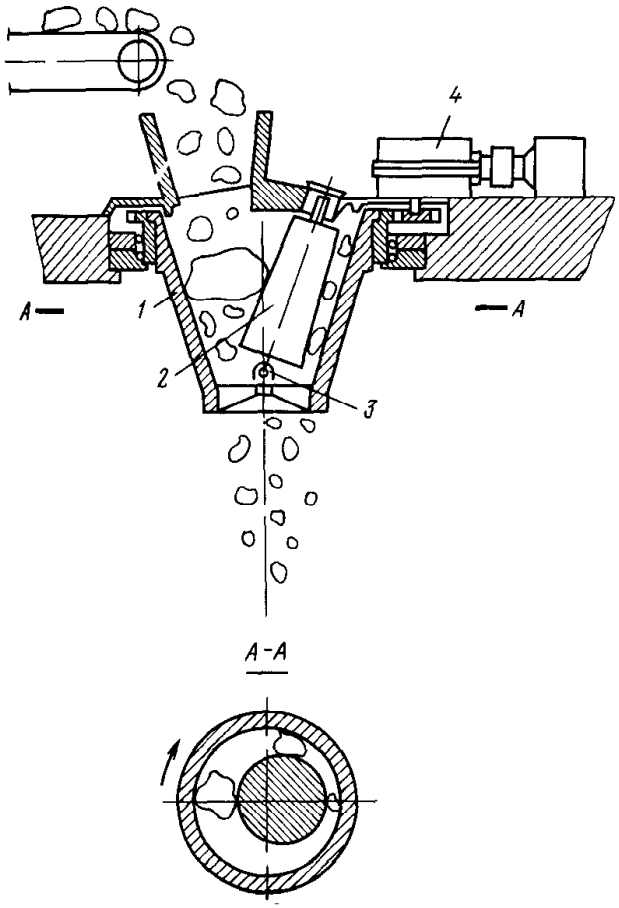
Таблица 10.1.
Сравнительная оценка основных типов дробилок

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 2,0—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 фундаменты	Чувствительность к влажности дробимого материала и содержанию глинистых фракций. Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков
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 фундаменты	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷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÷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÷12)
Двухвалковая	Малые размеры по высоте. Относительно высокая производительность. Отсутствие инерционных нагрузок на фундамент	Ограниченность по крепости дробимого материала (до f = 10÷12) Возможность заштыбовки при попадании негабаритных кусков

Таблица 10.2.

Техническая характеристика отдельных типов дробилок, применяемых для стационарных установок

Показатели	Дробилки заводов б. СССР				Дробилки инофирм			
	УЗТМ	Волгоцеммаш		НКМЗ	США	ФРГ		Великобритания
Тип дробилки	Конусная ККД-1500×180	Щековая ЩДП 15×21	Щековая ЩДП 21×25	Конусно-валковая КВКД 1200×200	Конусная	Конусная	Щековая	Щековая
Производительность, $м^3/ч$	2300	550	800	2500	2850	2350	600	1000
Ширина приемного отверстия, мм	1500	1500	2100	1450	1525	1830	1700	1670
Крупность продуктов дробления, мм	0—360	0—360	0—500	0—400	0—300	0—300	0—400	0—350
Масса дробилки, т	420	260	470	340	580	585	294	177
Место установки	ГОКи Кривого Рога	Оленегорский, Ковдорский ГОКи	Проект разреза Бачатский	СевГОК, Навоийский ГМК				



сужающуюся часть дробящего пространства, где раздавливаются на более мелкие куски.

Конструктивная схема дробилки этого типа, созданной на Ново-Краматорском машзаводе, обеспечивает замыкание возникающих при дроблении сил внутри дробилки, вследствие чего они не передаются на несущие конструкции, что исключает необходимость мощных фундаментов.

Дробилки КВКД-1450/180 освоены производством и прошли эксплуатационную проверку.

Техническая характеристика дробилок типа КВКД приведена ниже.

Рис. 10.1. Принципиальная конструктивная схема конусно-валковой дробилки крупного дробления (КВКД):

1 — наружная чаша; *2* — внутренний конус; *3* — сферический шарнир; *4* — привод дробилки

Дробилка	КВКД 1450/180	КВКД-1800/250 (проект)
Производительность, м³/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 (рис. 10.2) обеспечивают производительность, достигающую 6000—8000 м³/ч. Дробилки такого типа применяются на роторных экскаваторах для дробления крупных кусков угля. Их недостатками помимо ограничений по крепости пород являются остановка дробилки и образование трудноустранимого завала при попадании крупных недробимых кусков породы. В целях устранения этого недостатка создана одноротерная дробилка выборочного дробления на встречном вращении (дробилка встречного вращения) в комплекте с дисковым грохотом-питателем оригинальной конструкции типа ДРКГ (рис. 10.3.).

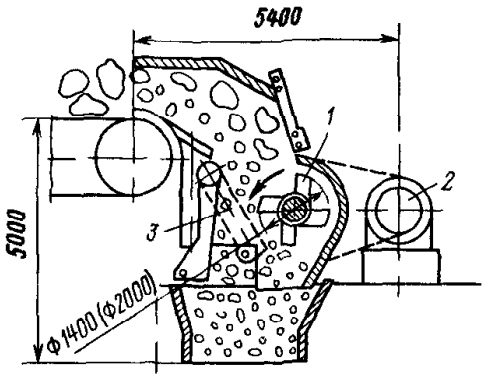


Рис. 10.2. Принципиальная конструктивная схема роторной дробилки попутного вращения:

1 — дробящий ротор; *2* — привод дробилки; *3* — пункт для регулировки щели

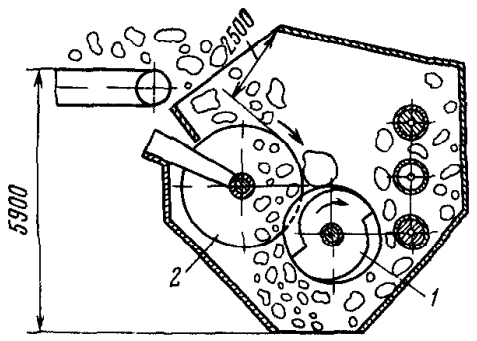


Рис. 10.3. Принципиальная конструктивная схема роторной дробилки встречного вращения в комплекте с дисковым грохотом-питателем:

1 — дробящий ротор; *2* — дисковый грохот-питатель

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 выполняться с непосредственной погрузкой горной массы от дробилки на ленточный конвейер (установки и агрегаты седельного типа).

В зависимости от схемы работы и места установки дробильно-перегрузочные установки подразделяют на самоходные, полустационарные (передвижные, переносные) и стационарные.

Самоходные дробильно-перегрузочные агрегаты (СДПА) применяются в технологических схемах при полной конвейеризации транспорта и располагаются в забое между экскаватором и конвейером. Агрегаты перемещаются вдоль фронта работ по мере продвижения экскаватора. Такие агрегаты обычно загружаются одноковшовыми карьерными экскаваторами типа "прямая" или "обратная" лопата. В последнее время появился опыт, позволяющий предусматривать загрузку СДПА драглайнами, особенно при оснащении их устройствами прицельной погрузки.

Для передвижения самоходных агрегатов применяется двухгусеничный, реже пневмоколесный или шагающий ход. Агрегаты, располагаемые сбоку забойного конвейера, имеют либо поворотную, либо неповоротную разгрузочную консоль. Верхняя часть агрегата с приемным бункером и дробилкой выполняется как поворотной, так и неповоротной относительно ходовой части.

Имеются конструктивные схемы самоходных агрегатов (например, ДПА-2000, табл. 10.3) седельного типа с расположением дробилки непосредственно над конвейером.

На самоходных агрегатах устанавливаются 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 (рис. 10.4, см. табл. 10.3), создаваемого на Ново-Краматорском машиностроительном заводе, 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.

Таблица 10.3.

Техническая характеристика самоходных дробильных агрегатов

Показатели	Агрегаты заводов б. СССР					Агрегаты инофирм				
	Ижорский	Донецкий машиностроительный	Донникигри	Ново-Краматорский		"Везерхютте" ФРГ		"Крупп" ФРГ	"Оренштейн-Коппель" ФРГ	
Тип агрегата	СДА-1000*	СДА-3*	АД-2*	ДПА-2000	СДПА-2000 (проект)	—	—	—	—	—
Производительность, $м^3/ч$	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	Н д
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	Н.д

* Опытно-промышленные образцы

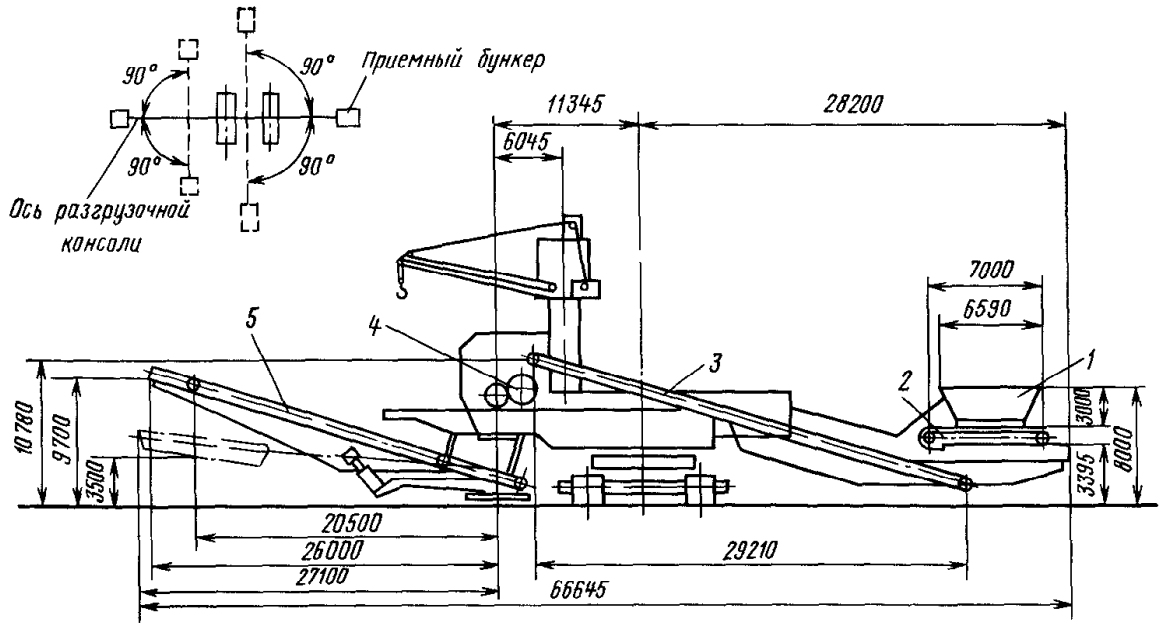


Рис. 10.4. Конструктивная схема самоходного дробильно-перегрузочного агрегата СДПА-2000:

1 — приемный бункер; *2* и *3* — соответственно пластинчатый и ленточный питатель; *4* — дробилка типа ДРКГ; *5* — разгрузочная консоль

Полустационарные (передвижные) дробильно-перегрузочные установки (ПДПУ) применяются при использовании комбинированного транспорта, осуществляя прием горной массы от автомобильного или ж.-д. транспорта, ее дробление и погрузку на магистральные ленточные конвейеры. Располагаются ПДПУ, как правило, на нерабочем борту карьера.

По мере развития горных работ ПДПУ периодически, с интервалом от нескольких месяцев до нескольких лет, перемещаются в горизонтальном и вертикальном направлениях для установки на новое место работы.

Имеются проекты передвижных дробильно-перегрузочных комплексов на базе серийно выпускаемых конусных и щековых дробилок с установкой их на бетонные фун-

Таблица 10.4.
Техническая характеристика передвижных дробильных установок фирмы "Крупп"

Показатели	Годы выпуска и место установки									
	1981 Южная Африка	1984 Таиланд (три установки)	1984 Канада	1986 Австралия	1987 Канада (три установки)	1989 Австралия	1988 США (две установки)	1989 Чили	1988 США	1990 Чили
Производительность:										
по массе, т/ч	6000	3600	3600	6000	6600	3300	6700	9600	4500	5000
объемная, м³/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

Продолжение табл. 10.4

Показатели	Годы выпуска и место установки									
	1981 Южная Африка	1984 Таиланд (три установки)	1984 Канада	1986 Австралия	1987 Канада (три установки)	1989 Австралия	1988 США (две установки)	1989 Чили	1988 США	1990 Чили
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

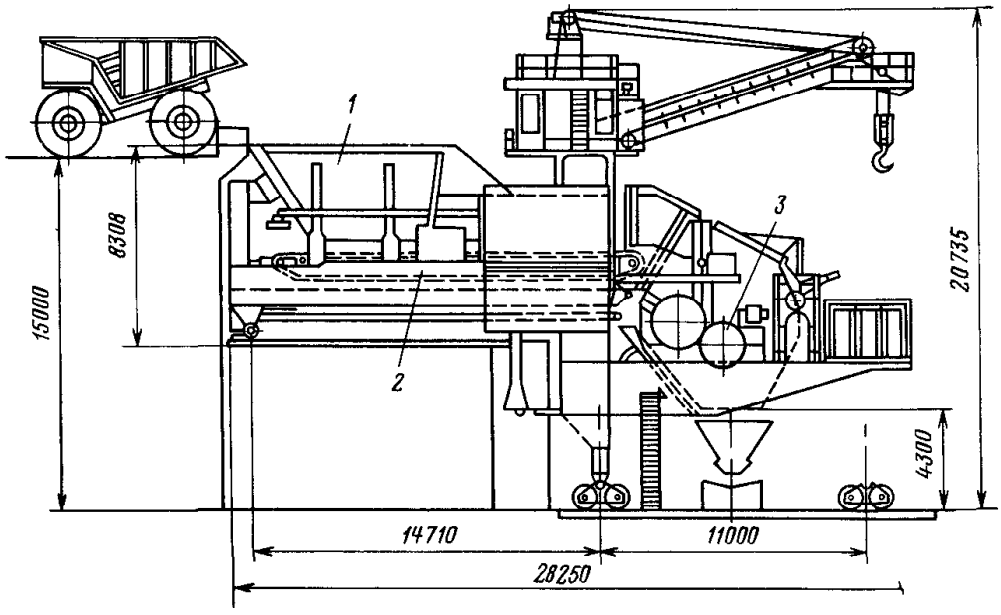


Рис. 10.5. Конструктивная схема передвижной дробильно-перегрузочной установки ДПУ-2500Р:

1 — приемный бункер; *2* — пластинчатый питатель; *3* — дробилка типа ДРКГ

даменты. Технические характеристики двух типов таких комплексов приведены ниже.

Передвижные комплексы	ПДПК-600	ПДПК-2000
Дробильиый модуль		
дробилка	СМД-117 (ШДП 15×21) (ВНИПИ Рудмаш)	ККД 1500/180 (АО Уралмаш)
ширииа 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	13,0× ×9,0× ×11,0	20,5× ×16,5× ×13,5
масса в рабочем состоянии, т	—	410
консольный кран на платформе		
грузоподъемность, т	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, т	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

Перемещение установки целиком либо крупными блоками осуществляется специальными самоходными тележками.

Технические данные передвижных дробильных установок, созданных за период 1981—1990 г. фирмой "Крупп" (Германия), приведены в табл. 10.4.

На Ново-Краматорском машиностроительном заводе (Украина) изготовлены для карьеров по добыче алмазов в Якутии передвижные ДПУ (рис. 10.5, табл 10.5) При необходимости эти установки оснащаются дробилками типа КВКД.

Применительно к стационарным ДПУ особенно при разработке крепких скальных пород находят преимущественное применение освоенные типы шековых и конусных дробилок крупного дробления типов ЩДП и ККД (см. табл. 10.2). Эти дробилки вследствие специфики принципов работы и конструктивного исполнения требуют мощных бетонных фундаментов На открытых разработках в странах СНГ такие установки получили наибольшее распространение на карьерах черной металлургии (особенно на Криворожских ГОКах.). Основной тип дробилки — конусная крупного дробления ККД-1500/180.

Все типы ДПУ и ДПА обычно оснащаются устройствами различных типов для разбивания или удаления негабаритных кусков горной массы 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 передвижных дробильно-перегрузочных агрегатов и установок производительностью 1500—2500 м³/ч. Выбор типа дробилки должен определяться характером разрабатываемых пород и качеством буровзрывной подготовки горного массива. Наиболее целесообразны для рассматриваемых систем, очевидно, двухвалковые дробилки, роторные дробилки с дисковыми грохотами-питателями и конусно-валковые дробилки крупного дробления. Во всех случаях не-

Таблица 10.5.
Техническая характеристика передвижных дробильно-перегрузочных установок Ново-Краматорского машзавода

Показатели	Типоразмер установки	
	ДПУ-2000К	ДПУ-2500Р
	Тип дробилки	
	конусно-валковая КВКД	роторная ДРКГ
Расчетная производительность, $м^3/ч$	2000	2500
Размеры приемного отверстия дробилки, мм	1450×2200	2000×2200
Крупность дробленой горной 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, $м^3$	160	160
Масса установки, т	1100	1040

обходимо стремиться к рациональной концентрации грузопотоков и повышению единичной мощности конвейерных линий, а также к расположению ДПУ на возможно более близком расстоянии от забойных экскаваторов.

11
Отвалообразование

11.1. Основные положения

Способы отвалообразования и средства механизации отвальных работ должны обеспечивать бесперебойное складирование породы.

Породные отвалы (табл. 11.1) 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.

В комплекс отвальных работ входят разгрузка пород, планировка отвального уступа и формирование предохранительного вала или размещение породы в отвале экскаватором, отвалообразователем, абзетцером, автосамосвалом и передвижка транспортных коммуникаций в новое положение.

Высота породных отвалов — один из наиболее значимых параметров, который характеризует их состояние и устойчивость. Высота равнинных отвалов на практике, как правило, меньше чем нагорных (табл. 11.2). 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.

Способы отвалообразования выбираются в зависимости от условий залегания рудного тела, рельефа поверхности, характеристики пород, климатических и микроклиматических особенностей района (табл. 11.3).

Таблица 11.1.
Классификация отвалов по Н.В. Мельникову

Классификационный признак	Тип отвала
Расположение относительно карьера	Внешний (за контуром карьера) и внутренний (в отработанной части карьера)
Число рабочих горизонтов отвала	Одно- и многоярусный
Способ механизации отвальных работ	Плужный, экскаваторный, бульдозерный, конвейерный, автомобильный (разгрузка на откос)
Число обслуживаемых горизонтов в карьере	Общий, групповой, отдельный
Рельеф местности, используемой под отвал	Равнинный, нагорный и нагорно-долинный
Деформационное состояние отвала	Устойчивые, подвижные и неустойчивые
Способ транспортирования вскрышной породы на отвал	Железнодорожный, автомобильный, конвейерный

Таблица 11.2.
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	—

Таблица 11.3.
Способы отвалообразования

Способ отвалообразования	Система разработки	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Одноковшовыми экскаваторами (внутренние отвалы)	Бестранспортная	Горизонтальное и пологое	Любые при хорошем разрыхлении (предпочтительнее не выше средней крепости)	До 60	Любой
Транспортно-отвальными мостами (внутренние отвалы)	Транспортно-отвальная	Горизонтальное	Мягкие	20—25	40 и более
Передвижными отвалообразователями (внутренние и внешние отвалы)	"	"	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)	Специальная (гидромеханизация)	Любое	Мягкие	Любая	Небольшой
Плугами (внутренние и внешние отвалы)	Транспортная	"	Предпочтительнее выше средней крепости	"	"

Продолжение табл. 11.3

Способ отвалообразования	Система разработки	Залегание месторождения	Породы	Максимальная мощность пласта, м	Суточный объем вскрышных работ, тыс. м³
Автосамосвалами (внешние и внутренние отвалы	"	"	Любые разрыхленные	"	Любой
Экскаваторами (внутренние и внешние отвалы)	"	"	Любые	"	"
Бульдозерами (внутренние и внешние отвалы)	"	"	"	"	"
Абзетцерами (внутренние и внешние отвалы)	"	Горизонтальное или пологое	Мягкие	"	20 и более

11.2. Некоторые характеристики отвальных пород

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. 11.4). 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).

В практике отвалообразования часто требуется знать угол откоса отвала, значения которого следует различать как текущие и устойчивые. В последнем случае их еще называют углами 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 (табл. 11.5) следует считать верхний предел текущим значением, а нижний — устойчивым, или естественным.

Высоту отвала также следует различать текущую (рабочую) и предельную (высоту устойчивого отвала) (см. табл. 11.5), определяемую устойчивостью отвала.

В процессе отвалообразования большое значение имеет деформация отвалов, которая обусловлена физико-механическими свойствами пород. Различают два основных вида деформации: *оседание*, которое связано с уплотнением отвальной массы и имеет тенденцию к затуханию. и *сдвижение*, которое может перерасти в обрушение. В табл. 11.6 приведены классификация деформаций отвалов и их причины.

Таблица 11.4.
Величина осадки пород в отвале

Порода	Коэффициент разрыхления		Величина осадки, % $\frac{k_1 - k_2}{k_1} 100$
	начальный k_1	конечный k_2	
Песок и гравий	1,1—1,15	1,01—1,015	8,2—11,7
Суглинки	1,2—1,25	1,02—1,04	15,0—16,8
Мергель	1,25—1,30	1,04—1,05	16,8—19,2
Твердая глина	1,30—1,35	1,06—1,07	18,5—20,7
Скальная	1,35—1,40	1,08—1,15	17,9—20,0

Таблица 11.5.
Фактические высоты и углы устойчивых откосов отвала

Карьер	Вскрышные породы	Отвал	
		Высота, м	Угол устойчивого откоса, градус
Буроугольные Днепропетровского бассейна	Песчано-глинистые, рыхлые	40—42	33—39
Кумертауский	То же	20—30	30—40
Волчанский	Полускальные, песчаники, алевролиты, аргиллиты	20—22	30—40
Коркинский	То же	16—30	30—34
ЮГОКа	Суглинки, глины	15—30	40—45
Магнитогорский	Глина, порфирит, гранит, роговики	10—20	45—50
Сибайский	Глины, спилиты, альбитофиры	15—32	36—40
Блявинский	Глины, кератофиры, диабазы	12—36	32—38
Кировоградский (Левиха)	Глины, сланцы, порфиры, альбитофиры	30—35	31—34
Красноуральский	Глины, порфиры, туфы, сланцы	20—34	30—36
Соколовский, Сарбайский	Песчано-глинистые	20—25	30—32
Центральный ПО "Апатит"	Нефелиновые сиениты рисчорриты, ийолит-уртиты	130—145	35—37
Коашвинский ПО "Апатит"	Скально-моренные	30—100	35—37

Таблица 11.6.
Классификация деформаций отвалов (по С.И. Попову)

Вид деформаций	Тип деформации	Причины деформации отвальных уступов
Оползневая	Уступная	Повышение влажности отсыпаемых пород, высота уступа, превышающая допустимую, уклон подошвы отвала, отсыпка неустойчивых пород, значительная внешняя нагрузка
	Подошвенная	Заболоченность подошвы, неустойчивость подошвы, наличие ослаблений в подошве, сжимаемость пород в подошве
Пластическая	Уступная	Влажность отсыпаемых пород, превышающая допустимую, высота уступа, превышающая допустимую, уклон подошвы отвала, отсыпка пластических пород, значительная внешняя нагрузка
	Подошвенная	Наличие пластических пород в подошве, увеличение удельного давления на подошву, увлажнение пород подошвы, уклон подошвы
	Осыпь	Высыхание пород в отвале, различные виды выветривания
	Обрушение	Несвоевременное профилирование откоса, высыхание пород, увлажненных при отсыпке, внешняя нагрузка
Поверхностная	Размыв	Движение поверхностных вод, движение грунтовых вод
	Уступная	Естественная усадка разрыхленной породы, уплотнение внешними нагрузками, выгорание угля, набухание пород отвала
Осадочная	Подошвенная	Гидродинамическая осадка подошвы, выжимание воды из подошвы, набухание пород подошвы

11.3. Экскаваторные отвалы

При экскаваторном отвалообразовании используют два основных типа экскаваторов: механические лопаты и драглайны. В зависимости от типа применяемого экскаватора изменяется и схема отвалообразования. Практика использования этих экскаваторов с ковшами различной вместимости и стрелами различной длины на разных вскрышных породах дает широкий диапазон разброса технико-экономических показателей (табл. 11.7—11.10) как в сочетании с железнодорожным, так и с автомобильным транспортом.

Таблица 11.7.
Показатели экскаваторного отвалообразования при железнодорожном транспорте

Показатели	ССГОК	Челябинскуголь	ЮГОК	Союзасбест	Вахрушевуголь
Породы	Рыхлые и мягкие	Мягкие и полускальные	Мягкие и скальные		Мягкие и полускальные
Средняя высота отвала, м	20	19,1	17	22	20,8
Средняя рабочая длина отвального тупика, м	1500	2100	400	780	1680
Шаг переукладки пути, м	25	22	24	23	24
Удельная вместимость отвала, $м^3/м$	525	372	400	500	406
Средняя производительность экскаватора, $м^3/сут$	3500	5500	2370	2540	7350
Суточная производительность труда рабочего на отвале, $м^3$	250	140	112	168	200

Таблица 11.8.
Основные данные по отвалам, образуемым механическими лопатами (по данным Гипроруды)

Экскаватор	Грунт	Высота яруса, м	Длина отвала, м		Шаг переукладки пути, м
			минимальная	максимальная	
ЭКГ-4,6 ЭКГ-5	Скальный	60	500	1500	21
	Полускальный	30—40	500	1500	
	Песчаный	25—30	500	1500	
	Глинистый	15—20	500	1500	
ЭКГ-8И	Скальный	60	500	2000	27
	Полускальный	30—40	500	2000	
	Песчаный	25—30	500	2000	
	Глинистый	15—20	500	2000	
ЭКГ-12,5	Скальный	60	500	2000	34
	Полускальный	30—40	500	2000	
	Песчаный	25—30	500	2000	
	Глинистый	15—20	500	2000	

Таблица 11.9.
Показатели работы экскаваторов на отвалах угольных разрезов при железнодорожном транспорте

Разрез	Экскаватор	Число	Характеристика отвалов				Годовая производительность экскаватора, тыс. м³
			Средняя высота, м	Шаг перекладки пути, м	Удельная вместимость, м³/м	Средняя рабочая длина тупика, м	
Новосергеевский	ЭКГ-8И	4	28	25	700	2600	2012
	ЭШ10.60	1					2874
Томусинский	ЭКГ-8И	4	40	25	1000	916	2010
	ЭШ10.60	2					1623
Колмогоровский	ЭКГ-4,6	1	20	30	600	1567	940
	ЭКГ-8И	1					1940
Им. Вахрушева	ЭШ10.70	2	20	156	3120	1437	2869
Междуреченский	ЭКГ-8И	4	45	60	2700	1036	1470
	ЭШ10.60	5					1036
Степной	ЭКГ-12,5 (16 м³)	2	29,1	33,8	760	2325	2965
	ЭКГ-12,5	4					3505
	ЭКГ-8И (10 м³)	1					2508
Северный	ЭКГ-8И (10 м³)	4	38,5	30	924	889	2304
	ЭКГ-8И	4					2003
Ангренский	ЭКГ-4,6	8	24,6	23	566	2017	1649
	ЭШ6.60	1					1593
	ЭКГ-8И	1					2414
	ЭШ10.60	1					1838
Холбольджинский	ЭКГ-8И	2	25	22	550	1775	1700
Харанорский	ЭКГ-4,6	5	20	22	440	1100	1287
Назаровский	ЭКГ-8И	5	18	30	540	1580	2359
Ирша-Бородинский	ЭКГ-4,6	3	25	28,9	590	1168	1629
	ЭКГ-8И	7					2142
	ЭШ10.60	1					1672
Лучегорский	ЭШ10.60	4	18,8	103	1936	1117	2196

Таблица 11.10.
Основные данные автомобильных отвалов, оборудованных драглайнами, на разрезах Кузбасса

Разрез	Основание отвалов			Параметры отвалов			
	Мощность суглинков, м	Угол наклона тальвега, градус	Угол склона, градус	Высота яруса, м	Угол откоса отвала, градус	Производительность, млн м3/год	Длина рабочей площадки, м
Красногорский	1,0—2,0	6	2—1	15—35	36	2,5	30—100
Томусинский	0,5—3,5	10	6—10	15—30	34	0,5	40—60
Междуреченский	1,5—3,0	12	4—18	10—30	35—38	1,8	30—100
Сибиргинский	0,5—0,4	12	8—12	20—30	35—38	1,5	30—100

При оборудовании мехлопатами приемная способность отвала достигает 500 м^3 на 1 м длины тупика, шаг передвижки путей — от 23—25 м до 30—35м.

Для механизации отвальных работ используют мехлопаты с ковшом вместимостью 4,6—16 м^3 (рис. 11.1).

В последние годы на отвалах получили применение драглайны ЭШ10.70, ЭШ13.50. Удельный объем отвала в этих случаях достигает 4000 м^3; переукладка путей производится через 1,5—2 года.

Схемы отвалообразования драглайнами при ж.-д. транспорте *с двумя отваль-*

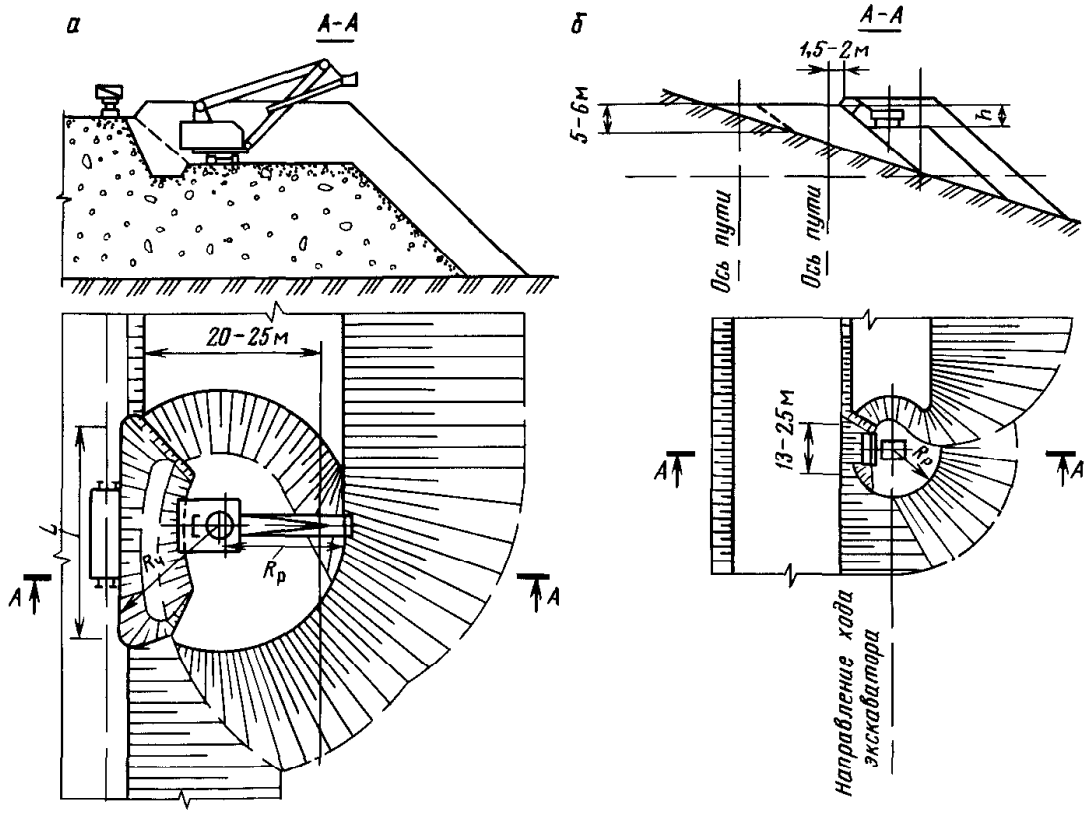


Рис 11.1. Схема отвалообразования механической лопатой при ж.-д. транспорте: *а* — на равнине; $R_р$ — радиус разгрузки; $R_ч$ — радиус черпания; L — фронт разгрузки вагонов, *б* — на косогоре, h — высота черпания

ными тупиками по Н.Н. Мельникову 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. 11.2).

Использование драглайнов как отвалообразующих машин при транспортной системе разработки не ограничивается технологическими схемами с доставкой вскрышных пород средствами железнодорожного транспорта. Шагающие 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 (по В.И. Тимошину) могут быть эффективно использованы для интенсификации отвальных работ по сравнению с бульдозерным отвалообразованием, создания стабильной технологии, при которой обеспечивается движение автомобилей по дорогам улучшенного качества. Подобные схемы (рис. 11.3) особенно эффективны при использовании под отвалы площадей со слабыми и наклонными основаниями.

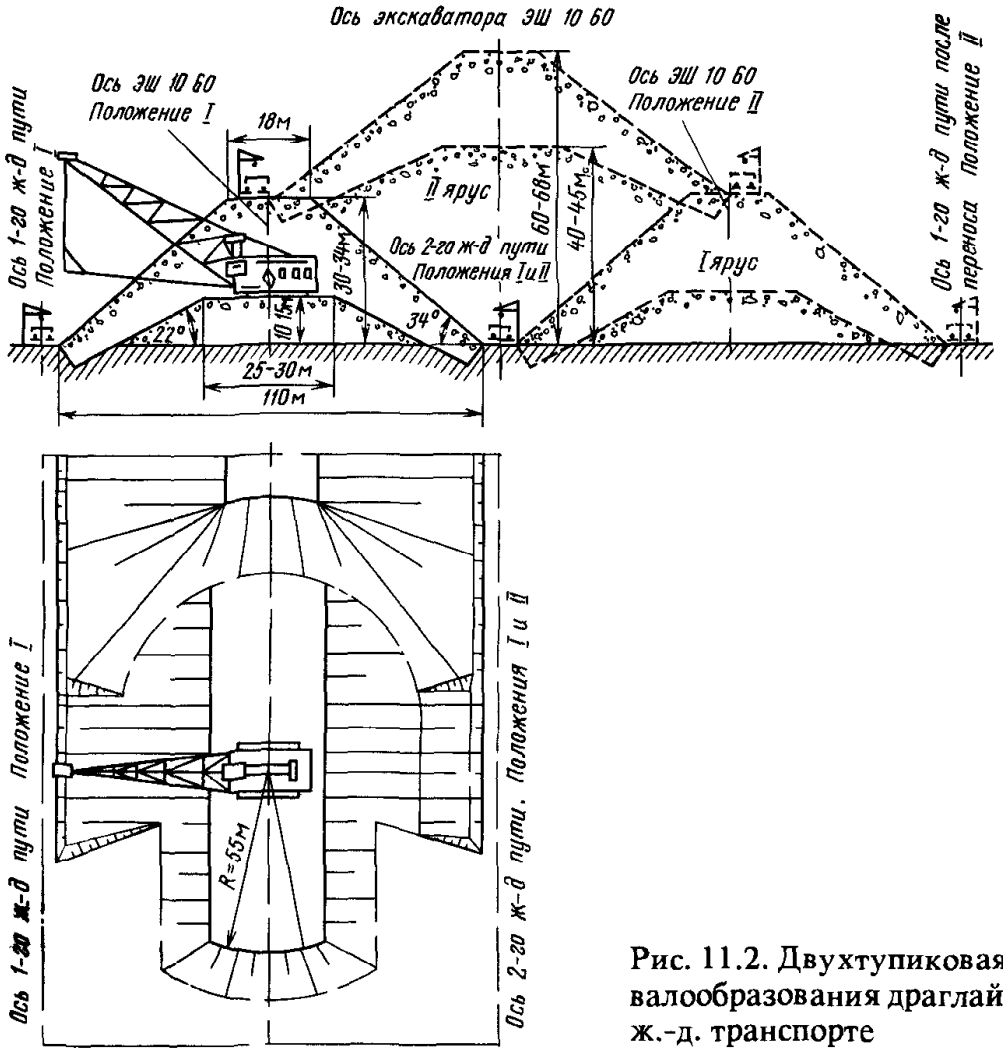


Рис. 11.2. Двухтупиковая схема отвалообразования драглайном при ж.-д. транспорте

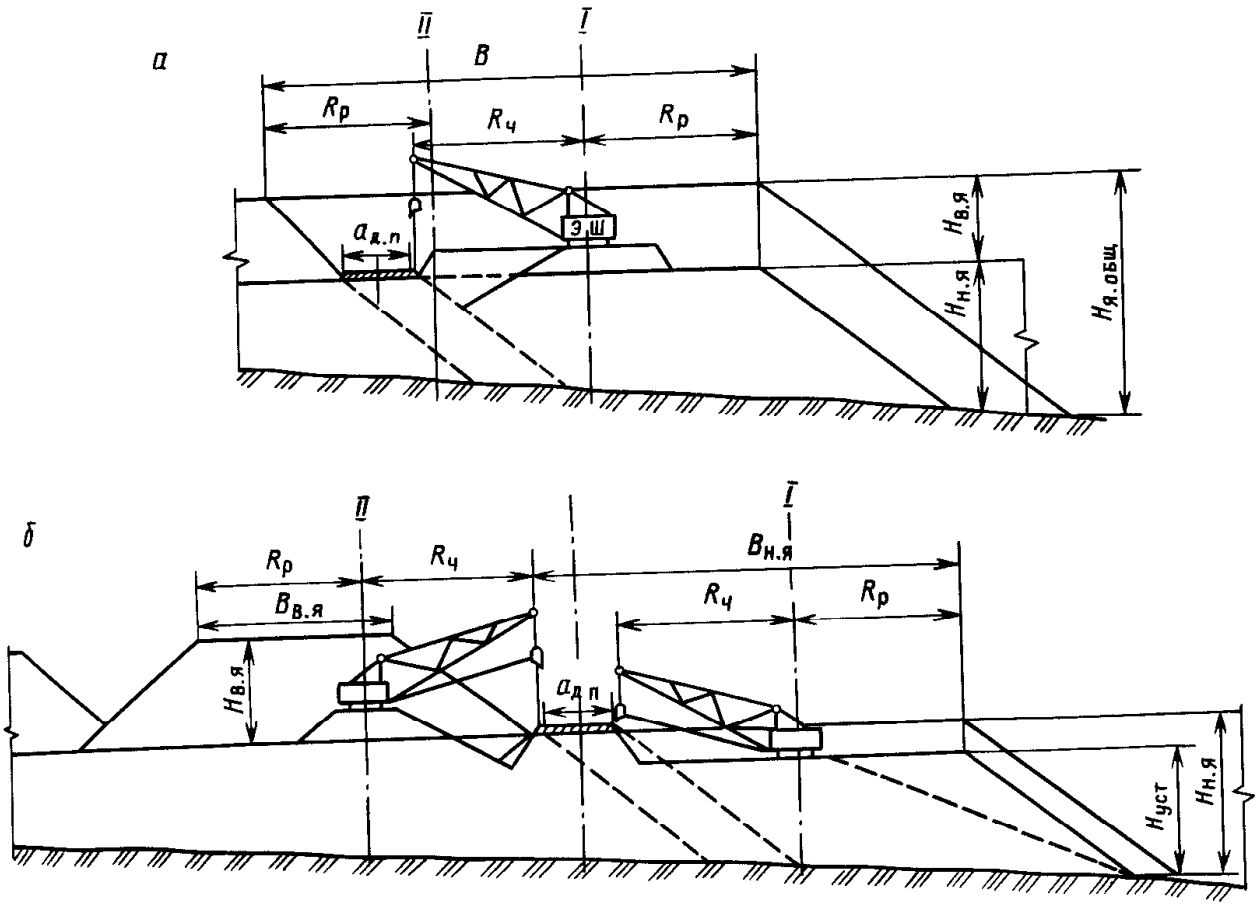


Рис. 11.3. Схема отвалообразования драглайнами при автотранспорте: *а* — при одновременном заполнении нижнего и верхнего ярусов отвала в одной заходке; *б* — с отставанием; $R_р$ и $R_ч$ — радиус соответственно разгрузки и черпания; $B_{в.я}$ и $B_{н.я}$ — ширина соответственно верхнего и нижнего яруса отвала; B — ширина заходки; $H_{в.я}$ и $H_{н.я}$ — высота соответственно верхнего и нижнего яруса отвала; $H_{я.общ}$ — общая высота яруса; $H_{уст}$ — высота уступа; $a_{д.п}$ — ширина дорожного проезда

11.4. Бульдозерные отвалы

11.4.1. Технология бульдозерного отвалообразования

Бульдозерные отвалы (рис. 11.4 и 11.5) применяются при доставке породы на отвалы автомобилями и железнодорожным транспортом. Отвальные работы предусматривают выгрузку породы, планировку отвалов и дорожно-планировочные работы.

Порода разгружается под откос отвала или на разгрузочную площадку. В первом случае бульдозер сталкивает оставшуюся на бровке породу под откос и производит планировку (автомобильно-бульдозер-

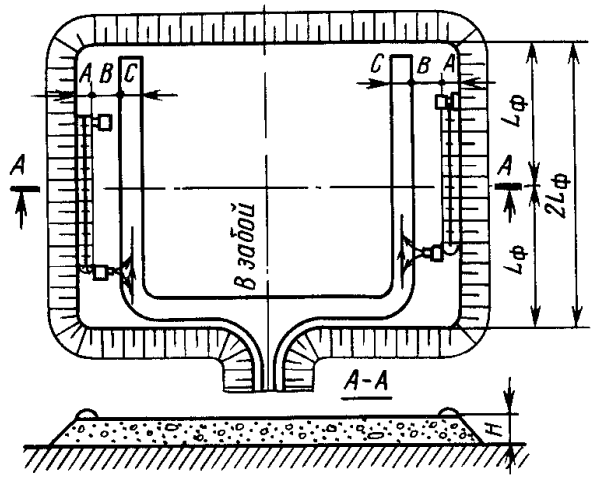


Рис. 11.4. Схема бульдозерного отвала: $A = 3 \div 5$ м; $B = 5 \div 7$ м; C — ширина проезжей части дороги; $L_ф$ — длина фланга; H — высота отвала

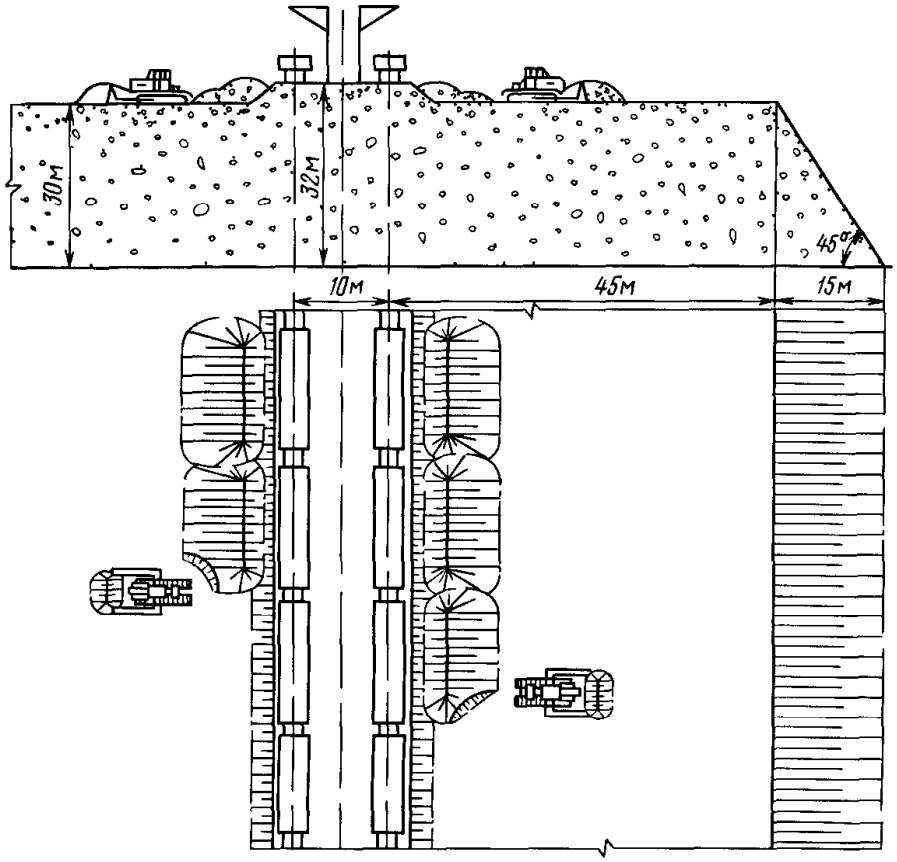


Рис. 11 5. Схема бульдозерного отвала при перемещении породы ж.-д транспортом и двустороннем развитии отвала

ный способ); во втором — бульдозером перемещается вся порода и также производится планировка (бульдозерный способ).

При бульдозерном отвалообразовании возможны различные технологические схемы, которые должны обеспечивать наименьшие эксплуатационные затраты как при железнодорожном, так и автомобильном транспорте (табл. 11.11—11 14).

Таблица 11.11.
Классификация технологических схем бульдозерного отвалообразования (по И.И. Русскому)

Группа схемы отвалообразования (рис 11.6)	Технологическая схема	Индекс схемы
Т схемы работы с торцовой укладкой породы в отвал	I — укладка породы без оставления предохранительной бермы одним бульдозером, разгрузка по одному думпкару	*Т I-1*
	II — укладка с оставлением предохранительной бермы одним бульдозером, разгрузка по одному думпкару	*Т-II 1*
Ф-схемы работы с фронтальной укладкой породы в отвал	III — укладка породы одним бульдозером с регулируемым ножом, разгрузка составом	*Ф-III-1*
	IV — укладка породы двумя независимыми бульдозерами с регулируемым ножом без разделения технологических операций, разгрузка составом	*Ф IV-2*

Продолжение табл. 11.11

Группа схемы отвалообразования (рис. 11.6)	Технологическая схема	Индекс схемы
С-схемы работы со смешанной укладкой породы в отвал	V — укладка породы двумя бульдозерами в перпендикулярном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-V-2
	VI — укладка породы двумя бульдозерами в параллельном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-VI-2
	VII — укладка одним бульдозером и отвальным плугом в перпендикулярном направлении с разделением технологических операций, разгрузка составом	С-VII-1

Таблица 11.12.
Основные данные бульдозерных отвалов при железнодорожном транспорте (по данным Гипроруды)

Складируемые породы	Высота отвала, м	Фронт работы бульдозера, м	Шаг переукладки ж.-д. путей, м
Твердые			
скальные	60	200—400	12—15
полускальные	30—40	200—400	12—15
Рыхлые			
песчаные	25—30	200—400	12—15
глинистые	15—20	200—400	12—15

Таблица 11.13.
Основные данные отвалов некоторых высокогорных карьеров

Карьер	Характер пород		Высота отвала, м	Число ярусов	Высота яруса, м	Длина рабочего фронта отсыпки, м	Угол откоса отвала, градус
	складируемых в отвал	залегающих в основании отвала					
Алтын-Топканский	Скальные (f = 6÷12)	Скальные	70—150	1—2	70—150	30—60	37—38
Каджаранский	"	Скальные и наносы 5—20 м	120—150	2	30—120	30—50	34—36
Дашкесанский	Скальные (f = 10÷15)	Скальные	100—270	1—3	100—270	25—40	38—42
Центральный ПО "Апатит"	Скальные (f = 8÷14)	Скальные и морена до 5—10 м	200—400	1—3	100—150	30—120	35—37

Таблица 11.14.
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—1,30	1,1—2,0	1,7—2,5
Мерзлые, щебень	0,35—0,90	1,1	1,1—1,7
Скальные, разрыхленные	0,20—0,35	0,62—0,78	0,7—1,1

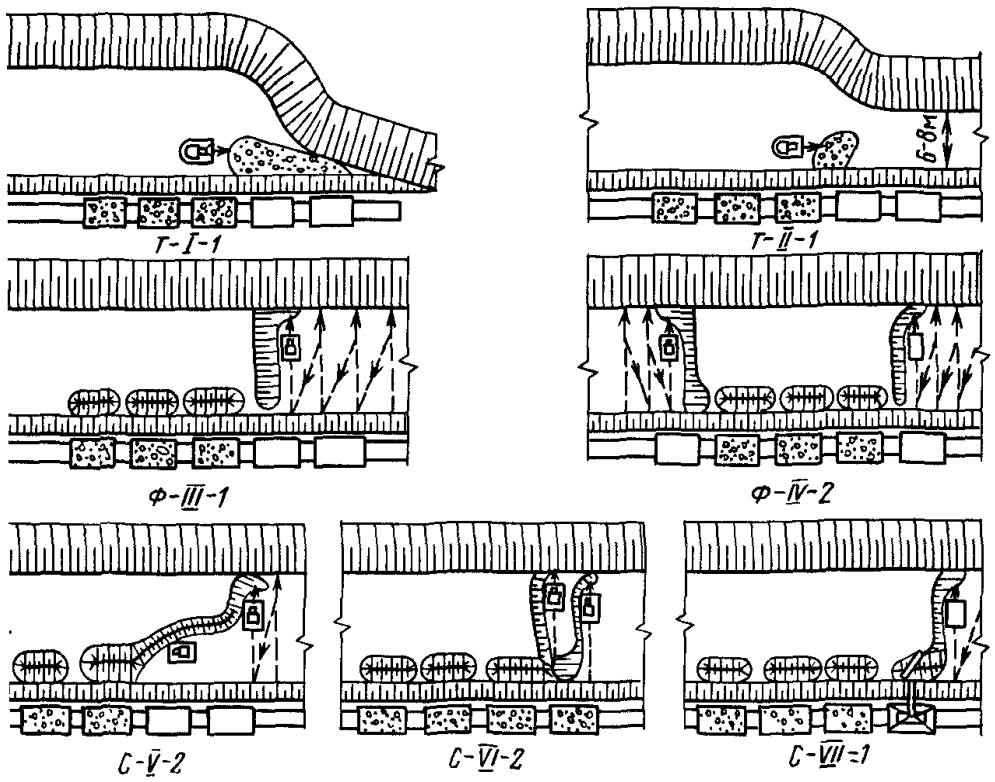


Рис. 11.6. Технологические схемы бульдозерного отвалообразования при ж.-д. транспорте (см. табл. 11.11)

11.4.2. Характеристики бульдозерного отвалообразования

Сменная производительность ($м^3$) бульдозера:

$$Q_{см} = \frac{3600 T_{см} V k_в}{T_ц k_р},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; V — объем призмы волочения, $м^3$, $V = \frac{h_o^2 l}{2 \operatorname{tg} \alpha}$; h_o 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,

$$T_ц = \frac{L_н}{v_н} + \frac{L_г}{v_г} + \frac{L_н + L_г}{v_п} + t_п,$$

$L_н$ — расстояние набора породы бульдозером, м; $L_г$ — расстояние, на которое перемещается порода, м, $L_г = B - L_н$; B — 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 бульдозера, м/с; $t_п$ — время на переключение скорости (≈ 10с).

Месячную и годовую производительность бульдозера определяют умножением сменной производительности на число смен соответствующего периода с учетом простоев по климатическим условиям и требованиям профилактического и текущего ремонтов.

Основные данные бульдозерного отвалообразования на карьерах цветной металлургии приведены в табл. 11.15.

Таблица 11.15.
Основные данные бульдозерных отвалов на карьерах руд цветных металлов

Карьер	Породы		Рельеф отвального отвода	Высота отвала, м	Высота яруса, м	Число ярусов	Длина рабочего фронта отсыпки, м
	складируемые в отвал	залегающие в основании отвала					
Сибайский	Глины, спилиты, альбитофиры	Песчано-глинистые отложения (до 20 м)	Горизонтальный	15—30	15	2	50—250
Блявинский	Глины, кератофиры, диабазы	Скальные, покрытые глинами	Склоны сопок, балок	12—24	12	2	180
Учалинский	Глины, альбитофиры, порфириты	Ил, глина, скальные	Озеро с неровным рельефом	9—18	9—10	2	100—150
Бурибаевский	Глины, спилиты, альбитофиры	Полускальные	Слабонаклонный	20	10	2	50—200
Буурдинский	Скальные	Скальные и наносные (2—10 м)	Гористый (крутые склоны гор)	8—230	80—230	1	50—100
Хайдарканский	"	Скальные и наносные (до 10 м)	То же	30—120	30—120	1	30—60
Сорский	"	Скальные	Холмистый	42—55	42—55	1	40—120
Кургашинканский	Карбонатные, сиениты	"	Гористый (пологие склоны)	18—20	15	1	120—150
Кальмакырский	Наносы, сиениты, порфириты	"	Гористый (крутые склоны)	50—60	50—60	1	60—80

11.5. Применение консольных отвалообразователей для размещения породы в отвале

Отвалообразователи на шагающем, рельсо-шагающем и гусеничном ходу применяются обычно при конвейерном транспорте. Радиус отсыпки отвалообразователя достигает 125 м, высота отсыпки — 70 м, производительность — 240 тыс. $м^3$/сут.

Отвалообразование может производиться по двум схемам — с поворотом отвальной консоли широкой заходкой (рис. 11.7, *а*) и без поворота отвальной консоли (рис. 11.7, *б*). Поворотно-звеньевые отвалообразователи могут наращиваться по мере развития отвала (рис. 11.8). Порода сбрасывается в любом месте звена специальными сбрасывателями.

11.6. Особенности размещения отвалов в условиях горного рельефа

Основная особенность нагорных отвалов — способность деформироваться, которая определяет и степень их устойчивости на склоне, а следовательно, и степень безопасности работы на них. Деформация нагорных отвалов, которая зависит от их высоты и физико-механических свойств отвальной массы, складывается из уплотнения и оползания. Если уплотнение с момента отсыпки породы имеет тенденцию к затуханию, то оползание по мере увеличения массы отвала имеет тенденцию рос-

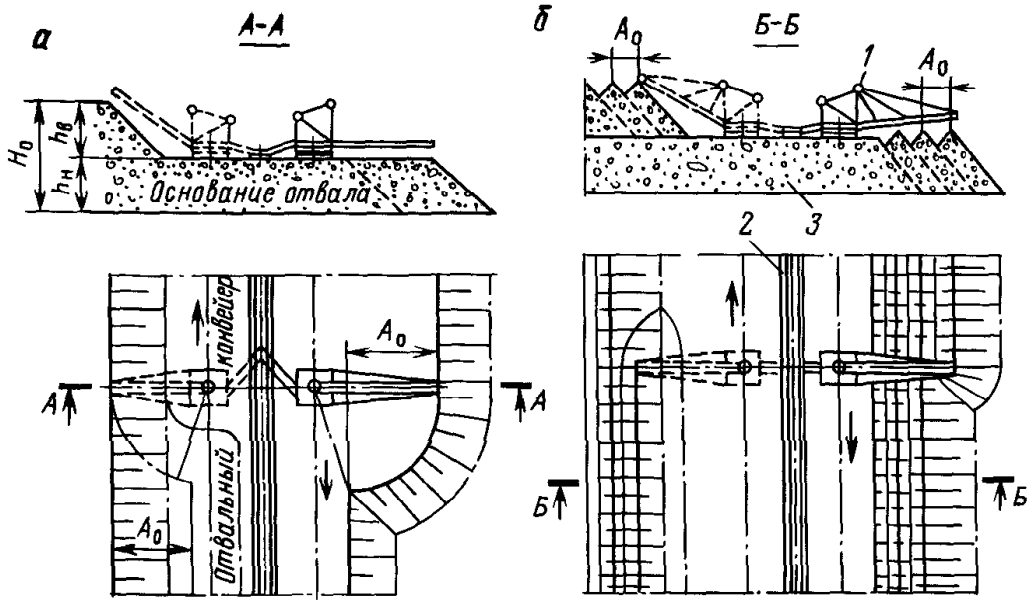


Рис. 11.7. Схемы отвалообразования консольным отвалообразователем:
а — с поворотом отвальной консоли; *б* — без поворота отвальной консоли; *1* — отвалообразователь; *2* — отвальный конвейер; *3* — основание отвала; $h_н$, $h_в$ — высоты нижнего и верхнего ярусов; H_0 — высота отвала; A_0 — шаг разгрузки

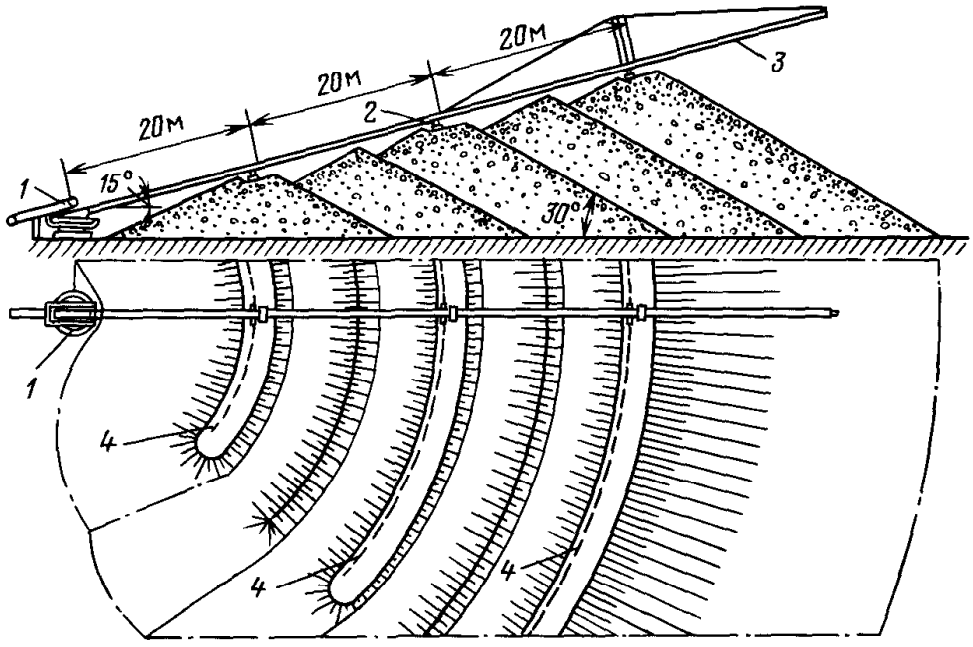


Рис. 11.8. Поворотно-звеньевой отвалообразователь:
1 — поворотное основание; *2* — ходовая тележка; *3* — консольное звено;
4 — монорельсы

Таблица 11.16.
Деформационное состояние нагорных отвалов (по Э.Б. Красносельскому)

Тип отвала по деформационному состоянию	Скорость деформаций, см/сут	Параметры и условия отсыпки отвала
Устойчивый	Уплотнение — $v_1 > 0$ преобладает Оползание — $v_2 \approx 0$, $v_1 >> v_2$, $v \le 25$ см/сут	$r < r_к$ $h < H_к$ Отсыпка производится
Подвижный (устойчивый относительно)	Уплотнение — $v_1 > 0$ близки Оползание — $v_2 \approx 0$, по значениям $v_1 \approx v_2$, $25 < v < 50$ см/сут	$r \le r_к$ $h \le H_к$ Отсыпка производится
Неустойчивый	Уплотнение $v_1 > 0$ Оползание $v_2 >> 0$ преобладает, $v_1 << v_2$, $v \ge 50$ см/сут	$r > r_к$ $r \ge H_к$ Отсыпка запрещена

Примечание. v_1 — скорость деформации уплотнения, v_2 — скорость деформации скольжения, $\vec{v} = \vec{v_1} + \vec{v_2}$ — общая скорость сдвижения, r — ширина насыпной части рабочей площадки отвала, $r_к$ — ее критическая величина, предел устойчивости, h — фактическая высота отвала, превышение его бровки над нижней точкой его откоса, $H_к$ — ее критическая величина, предел устойчивости Для хибинских скальных пород $H_к$ = 145–155 м

Таблица 11.17.
Характеристика вскрышных пород в Хибинах

Порода	Коэффициент разрыхления	Насыпная плотность, т/м³	Угол внутреннего трения, градус	Сцепление, МПа		Угол откоса, градус
				пределы	среднее	
Рисчорриты	Монолит	2,64	40	10—14	12	—
Уртиты	"	2,79	38	9—17	13	—
Малиньиты	"	2,90	41	10—14	12	—
Ийолиты	"	2,90	34	11—13	12	—
Мельтейгиты	"	2,98	40	13—15	14	—
Общие, средние	—	2,85	39	9—17	13	—
Скальные дробленые						
отсыпаемые	1,3—1,4	2,0—2,2	28—33	0,05—0,50	0,3	37—43
лежалые	1,1—1,2	2,4—2,6	30—32	0,50—0,66	0,6	35—37
Морена влажная (15 %)	—	1,8—2,1	28—36	0,01—0,92	0,3	28—36

та вплоть до лавинного обрушения. Оба процесса имеют определенную монотонность, поэтому безопасность ведения отвальных работ регламентируется деформационным состоянием нагорных отвалов (табл. 11.16).

Деформационное состояние нагорных отвалов, которое определяется скоростью и видом их деформации, зависит не только от высоты и ширины насыпной части рабочей площадки, но и от определяемых этими параметрами гранулометрического

Таблица 11.18.
Основные данные нагорных отвалов

Показатели (по данным ПО "Апатит" за 1992 г.)	Карьер	
	Центральный	Коашвинский
Характеристика пород·		
складируемык в отвал	Скала (f = 8÷14)	Скала (f = 8÷14) Морена
залегающик в основании	Скала, морена	Морена, скала
Высота отвала, м	150—400	150
Число ярусов	1—3	1—2
Высота яруса, м	50—100—145	25—50—100
Угол откоса отвала, градус	35—43	28—43
Годовой объем отвальных работ, млн $м^3$/год	11,4	7,6
Общая длина разгрузочного фронта, м	200	200
Количество оборудования		
автосамосвалы (75—120 т)	25—30	24
бульдозеры	3—6	2—3
вскрышные экскаваторы (ЭКГ-8И)	8—10	7
Осредненные показатели:		
суточная производительность отвалообразования, $м^3$/сут	31,2	20,8
удельная суточная производительность отвалообразования, $м^3$ / (м сут)	156,2	104,1
Число действующик отвалов	3—6	2

состава взорванной вскрышной породы и через него от состава и физико-механических свойств отвальной массы (табл. 11.17). Эти же характеристики определяют и критерии управления формированием нагорных отвалов, основным из которых является величина *уходки*. Величина уходки для нагорных отвалов изменяется в процессе их формирования: чем больше ширина отвала r, тем больше его высота H и тем меньше величина уходки.

На нагорных отвалах вскрышная порода разгружается непосредственно на откос отвала через породный предохранитель-

ный вал или через специальную металлическую эстакаду (для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т). Для обеспечения безопасности разгрузки на откосе скорость подъезда к валу задним ходом не должна превышать 5 км/ч. Высота предохранительного вала должна составлять 1—1,2 м, ширина его основания — 2,6—3,1 м в зависимости от грузоподъемности автосамосвала. Основные данные нагорных отвалов приведены в табл. 11.18.

Таблица 11.19.
Характеристика производительности отвального оборудования

Способ образования отвала	Производительность отвала, тыс. м³/сут	Производительность труда на выход, м³
Одноковшовыми экскаваторами	3—6	100-280
Абзетцерами	20—110	500—900
Гидравлический	От 1,5—2,0 до 12—15	100—200
Бульдозерами	До 30	60—430
Отвальными плугами	2—3	80—170

Таблица 11.20.
Пример оценки способа механизации отвальных работ (по данным института Карагандагипрошахт)

Показатели	Двухтупиковая схема с драглайном ЭШ13.50	Мехлопата ЭКГ-12,5 с ковшом 16 м³
Приемная способность отвала, м³/м	2238	1100
Годовой объем отвальных работ, млн м³	21,8	21,8
Производительность экскаватора, млн м³/год	4,5	5,04
Объем путеукладочных работ, км/год	11,2	22,8
Время между переукладкой путей на отвале, лет	1,5	0,5
Затраты, %		
капитальные	77	100
эксплуатационные	82	100

Таблица 11.21.
Технико-экономические показатели по вскрышным и отвальным работам на горно-обогатительных комбинатах (1989 г.)

Горно-обогатительный комбинат	Годовой объем выемки, млн м³		Число экскаваторов на отвалах	Годовая производительность	
	горной массы	вскрыши		экскаватора на отвале, тыс. м³	на 1 м³ вместимости ковша, м³
Костомукшский	23,7	16,8	1,3	1292	161
Оленегорский	25,1	20,3	8,2	1462	183
Ковдорский	21,6	17,1	—	—	—
Михайловский	40,2	29,8	14,3	1351	178
Стойленский	27,7	23,5	6,2	1649	206

11.7. Сравнительные данные по отвальным работам

Эффективность ведения отвальных работ можно оценивать по различным показателям или характеристикам. Чаще сравнивают технико-экономические показатели, но могут использоваться для сравнения отдельно либо технические, либо экономические, либо другие показатели для различных типов механизмов или отвального оборудования, ведущих процесс отвалообразования (табл. 11.19—11.21).

Продолжение табл. 11.21

Горно-обогатительный комбинат	Годовой объем выемки, млн м³		Число экскаваторов на отвалах	Годовая производительность	
	горной массы	вскрыши		экскаватора на отвале, тыс. м³	на 1 м³ вместимости ковша, м³
Лебединский	33,6	21,4	8,4	1379	204
Качканарский	20,2	8,5	5,0	1248	156
Соколовско-Сарбайский	53,8	47,0	19,8	2186	274
Качарский	20,5	18,8	9,4	2266	285
Коршуновский	23,7	19,1	7,0	1853	232
Северный	62,7	50,0	24,6	1664	227
Центральный	21,1	17,1	13,5	929	136
Новокриворожский	25,3	18,4	9,2	1217	168
Южный	21,8	13,8	14,0	633	90
Ингулецкий	23,4	12,9	6,0	1240	155
Полтавский	34,0	24,4	12,3	1644	256
Восточно-Казахстанский МХК	12,4	12,0	6,0	216	37
Алмалыкскнй ГМК	37,2	26,1	10,0	1215	152
Докучаевский ФДК	12,2	5,8	2,9	—	—
Магнезит	17,6	16,1	3,0	690	142
Ураласбест	74,8	61,7	28,1	2344	248

11.8. Расчеты по отвалообразованию

11.8.1. Определение площади, необходимой для размещения вскрышных пород

Площадь ($м^2$) для размещения вскрышных пород:

при одноярусном отвале

$$S_1 = \frac{V_п k_р}{h_1};$$

при двухъярусном отвале

$$S_2 = \frac{V_п k_р}{h_1 + \eta_1 h_2},$$

где $V_п$ — объем вскрышных пород при горно-капитальных и эксплуатационных работах за часть или весь период разработки месторождений, $м^3$; $k_р = 1,15 \div 1,4$ — коэффициент разрыхления пород в отвале; h_1 и h_2 — высота соответственно первого и второго яруса отвала, м: $\eta_1 = 0,4 \div 0,8$ — коэффициент заполнения площади вторым ярусом.

11.8.2. Определение параметров отвальных полей

Определение параметров отвальных полей (h, L, B) входит в число предпроектных расчетов. Высота отвала h задается любой исходя из принятой технологической схемы отвалообразования, но не более предельной высоты устойчивой насыпи из данных разрыхленных вскрышных пород. Длина и ширина отвала (соответственно L и B) устанавливаются на основе технико-экономических расчетов.

Длина (м) отвального поля:

для экскаваторных отвалов с мехлопатами (по В.А. Свищеву)

$$L = \sqrt{\frac{V[q + 0,5V\frac{p+m}{V_т v} + 0,5sT + \frac{bnl}{d} + nr(ch + h^2)]}{h[r(ch + h^2) + qn + V\frac{p+m}{V_т v} + unT]}}$$

При проектировании отвального поля отношение $L:B$ должно быть равным 1:1,9 или 1:2;

для экскаваторных двухтупиковых отвалов с драглайнами (по Н.Н. Мельникову)

$$L = \sqrt{\frac{[\frac{bnl}{dh} + \frac{0,5V(m+p)}{V_т v h}]V}{V\frac{m+p}{2V_т v} + 2n'q + 2unT}}$$

При проектировании отвального поля оптимальное соотношение размеров $L:B$ должно быть 1:2.

Ширина (м) отвального поля для бульдозерных отвалов (по Н.Н. Мельникову).

$$B = \sqrt{\frac{pV}{\frac{vV_т hr}{V}\left(ch + \frac{h^2}{\operatorname{tg}\alpha}\right) + ph}}$$

Бульдозерные отвалы (прямоугольной формы) необходимо проектировать при соотношении $L:B$ равном примерно 2:1.

Условные обозначения к формулам:

V — общий объем отвала, $м^3$;

q — затраты на 1 м железнодорожных путей, включая строительство, руб.;

p — стоимость 1 машино-ч (локомотивосостава, автосамосвала), руб/ч;

m — стоимость 1 машино-ч (драглайна, бульдозера), руб/ч;

$V_т$ — вместимость транспортного средства (ж.-д. состава, автосамосвала), $м^3$;

v — средняя скорость движения (ж.-д. состава, автосамосвала) на отвале, км/ч;

s — стоимость содержания 1 м одноколейного стационарного пути на въезде, руб;

T — срок существования отвала, лет;

b — расходы на переукладку 1 м передвижных путей, руб.;

n — число экскаваторов (тупиков) на отвале;

l — длина участка криволинейного пути со стрелочным переводом, м;

d — шаг переукладки пути, м;

r — стоимость строительства 1 $м^3$ насыпи, руб.;

c — ширина насыпи поверху, м;

h — высота отвала, м;

u — годовые затраты на содержание 1 м тупика, руб;

n' — общее число тупиков;

α — угол откоса насыпи, градус.

11.8.3. Отвальные работы при применении одноковшовых экскаваторов

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; $f = 0{,}85 \div 0{,}9$ — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов; 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; $n_в$ — число вагонов в составе; $t_р$ — время разгрузки одного вагона, ч.

Приемная способность (м^3/смену) отвального тупика

$$V_c = N_c n_в q,$$

где q — объем породы в вагоне (в целике), м^3.

Рациональная вместимость (м^3) ковша экскаватора на отвале

$$E = \frac{n_в q f k_р}{60 n_ч k_н k_в \left(\frac{2L}{v} + \tau + n_в + t_р\right)},$$

где $n_ч$ — частота черпаний, мин$^{-1}$; $k_р$ и $k_н$ — коэффициент соответственно разрыхления и наполнения ковша; $k_в$ — коэффициент использования смены.

Шаг передвижки (м) рельсового пути на отвале

$$a = 0{,}9(R_{ч\ max} + R_{р\ max}),$$

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.

Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. — М.: Недра, 1965.

2. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов, строящихся и эксплуатируемых карьеров. — Ленинград. ВНИМИ. 1971.

3. Отвалы нагорных склонов /Красносельский Э.Б., Калабин Г.В., Оводенко Б.К. и др. — Ленинград. Наука. 1975.

12

Технологические схемы открытой разработки месторождений

12.1. Основные положения

Технология открытой разработки месторождений представляет собой совокупность технологических процессов — подготовки, выемки, транспортирования и складирования горных пород, осуществление которых комплексами горного и транспортного оборудования формирует дискретные или непрерывные грузопотоки горной массы из карьера к пунктам ее назначения (обогатительные фабрики, отвалы, теплоэлектростанции и др.).

Технологическая схема — взаиморасположение горных и транспортных машин, а также транспортных коммуникаций и дополнительных устройств при различных способах добывания полезных ископаемых (табл. 12.1).

Взаимосвязь параметров машин, выполняющих смежные процессы, интенсивность их работы, степень непрерывности или показатели дискретности в итоге определяют производительность комплекса, а также технико-экономические показатели.

Принципиальным является использование в технологических схемах аккумулирующих устройств, назначение которых — прерывание жесткой во времени связи между смежными процессами, что делает возможным ведение этих процессов в относительно независимых режимах за длительный промежуток времени.

Аккумулирующими устройствами являются склады, бункера, а также объем взорванной горной породы или объем пород во временном отвале при усложненной их перевалке драглайнами, объем пород на перегрузочном пункте при комбинированном транспорте и др; аккумулирующие склады могут быть и усреднительными.

Характер грузопотока в технологических схемах определяется, как правило, видом карьерного транспорта.

Для машин непрерывного действия производительность (расход непрерывного грузопотока)

$$Q_{н} = S\, v\, k_{г},$$

где S — площадь поперечного сечения потока; v — скорость потока; $k_{г}$ — коэффициент готовности.

Для машин цикличного действия производительность (расход дискретного грузопотока)

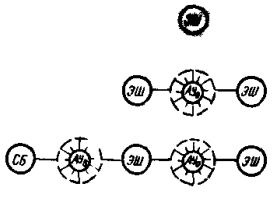
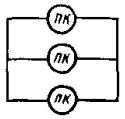
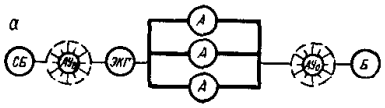
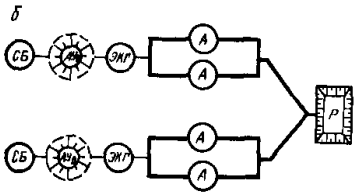
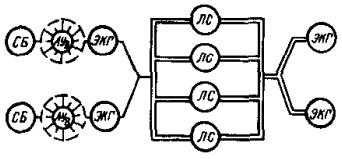
$$Q_{д} = V k_{з} k_{г} T / t_{ц},$$

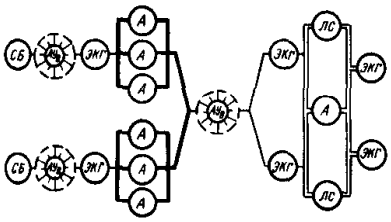
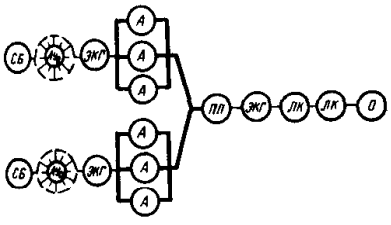
где T и $t_{ц}$ — соответственно период времени, за который определяется производительность, и время цикла; V — объем горной массы, транспортируемой за цикл; $k_{з}$ — коэффициент загруженности, определяемый неравномерностью выполнения смежных процессов.

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.

Работа машин в таких технологических схемах описывается как система массового обслуживания (СМО), а коэффи-

Таблица 12.1.
Принципиальные технологические схемы разработки горных пород

Структура схемы	Комплексы	Структурная характери характер взаимодейст
Дискретные грузопотоки		
	Экскаватор (ЭШ, ЭВГ) Комплексы усложненной перевалки буровой станок (СБ), экскаватор (ЭШ, ЭВГ)	Независимый элемент Последовательное соеди элементов, связь через а мулирующее устройство де временного отвала (А запаса взорванной горно сы ($АУ_в$)
	Погрузчик (ПК) или скрепер (СК)	Параллельное соединен ментов Одноканальная СМО
	Экскаваторно-автомобильный комплекс *а* — без ограничений числа мест разгрузки, буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО, ЭШ), автосамосвал (А), бульдозер (Б)	Последовательное соеди элементов и транспортн звена Одноканальная СМО
	*б* — с ограниченным числом мест разгрузки (Р)	Параллельное соединен подсистем Многоканальная СМО
	Экскаваторно-железнодорожный комплекс буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО, ЭШ), локомотивосостав (ЛС)	Последовательное соеди забойной и отвальной по стем Многоканальная СМО

Структура схемы	Комплексы	Структурная характеристика, характер взаимодействия
Непрерывные грузопотоки		
	Транспортно-отвальный комплекс: экскаватор роторный (ЭР) или цепной (ЭЦ), консольный отвалообразователь (О) или транспортно-отвальный мост (ТОМ)	Последовательное соединение элементов
	Экскаваторно-конвейерный комплекс: экскаватор (ЭР, ЭЦ, ЭКГ), ленточный конвейер (ЛК), перегружатель (ПГ), консольный отвалообразователь (О), буровой станок (СБ), самоходный дробильный агрегат (СДА)	То же “
		Последовательное соединение элементов в параллельных и объединенной ветвях
Комбинированные грузопотоки		
	Автомобильно-железнодорожный комплекс: буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО), локомотивосостав (ЛС)	Последовательное соединение подсистем через склад Автомобильная подсистема — одноканальная СМО Железнодорожная подсистема — многоканальная СМО
	Автомобильно-конвейерный комплекс: буровой станок (СБ), экскаватор (ЭКГ, ЭГ, ЭГО), автосамосвал (А), перегрузочный пункт (ПП), ленточный конвейер (ЛК), отвалообразователь (О) или приемный пункт (ПП)	Параллельное соединение подсистем с последовательной объединенной ветвью

Примечание: — Линия технологической связи
— Автомобильная дорога
= Ж.-д. путь

циент загруженности $k_з$ вычисляется как вероятность пребывания машины в состоянии "работа".

Производительность комплекса машин соответствующей технологической схемы определяется структурой схемы с учетом надежности каждой машины. За длительный период работы для схемы с машинами, ремонт которых происходит без замены ее на рабочем месте, показателем надежности является коэффициент готовности $k_г$.

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.

Отечественные горные и транспортные машины широкого размерного ряда при использовании в разнообразных горно-геологических условиях дают возможность применять технологические схемы с различной структурой и степенью непрерывности грузопотоков.

В конкретных условиях эксплуатации геометрические параметры горных выработок, производительность машин и экономические показатели их работы могут существенно различаться.

Выбор технологической схемы производится на основе технико-экономического анализа с целью достижения высокой производительности оборудования, снижения энергоемкости, уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого и определяется углом падения и мощностью залежи, устойчивостью и крепостью горных пород, однородностью полезного ископаемого.

12.2. Технологические схемы перевалки вскрышных пород

12.2.1. Общие сведения

Отечественный и мировой опыт открытой разработки показывает, что наибольшая эффективность добывания полезных ископаемых достигается при освоении горизонтальных и пологих месторождений при перемещении вскрышных пород в выработанное пространство для внутреннего отвалообразования. В современных условиях наиболее крупные модели экскавационной техники находят применение на угольных разрезах (табл. 12.2, 12.3).

Таблица 12.2.

Основные параметры схем с перевалкой вскрышных пород во внутренние отвалы (США)

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Типы вскрышных экскаваторов (в скобках — вместимость ковшей, м³)	Число добычных экскаваторов	Вместимость ковша добычного экскаватора, м³
River King	2	1,68	22,4	Мехлопаты (106 и 57) и драглайны (29 и 22,8)	1 1	13,7 7,6 3,8
Dagger	2	2,6	27	Драглайн (110)	1	6,1
Hawsory	3	0,75	15	Мехлопата (53) и драглайн (24,3)	1 1,38	6,1 3,8
Linwall	1	1,8	До 37,5	Мехлопата (80) и драглайны (59,5, 22 и 11,4)	2	7,7

Продолжение табл. 12.2.

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Типы вскрышных экскаваторов (в скобках — вместимость ковшей, м³)	Число добычных экскаваторов	Вместимость ковша добычного экскаватора, м³
Universal	1	1,8	27	Драглайн (68,5)	1	7,6
Homestead	3	3,2	35	Драглайн (76) и мехлопата (25)	2	7,6
River Queen	3	1,9	38	Мехлопаты (96,6 и 42)	1	11,4
Ayrshire	1	1,65	30	Драглайн (114)	1	9,2
Williswill	2	2,7	30	Мехлопата (80)	Н д	Н д
Hannah	1	3,6	30	Драглайны (80 и 47)	"	"

Таблица 12.3.
Характеристики угольных разрезов при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы

Угольный разрез	Число пластов	Суммарная мощность, м	Мощность вскрыши, м	Вскрышные работы		Добычные работы	
				Тип экскаватора	Вместимость ковша, м³	Число экскаваторов	Вместимость ковша, м³
Сафроновский	1	4,8	24,7	Драглайн " Мехлопата	20 15 35	8	4,6
Тулунский	1	6,8	22,4	Драглайн "	15 10	3	8, 4,6
Юго-Западный	3	4,5	68,7	"	15	3	4,6
Назаровский	1	10,2	29,2	" " "	100 15 10	11	8
Красногорский	12	34,9	135	" " "	40 15 10	12	8; 4,6
Азейский	2	10	20,0	" " "	40 25 15	3 5	4,6 8, 4,6

Самый крупный в мире драглайн Биг Маски с ковшом вместимостью 168 м³ и стрелой 97 м, рабочей массой 13,5 тыс. т эксплуатируется в США с середины 70-х годов.

Применение таких мощных машин оправдано при высокопроизводительном их использовании. Однако вынужденные технологические простои на фланговых участках фронта работ и неполадки в узлах и агрегатах машины не обеспечили ее расчетную производительность. Более популярны модели драглайнов с ковшами вместимостью 50—85 м³ и стрелами длиной 90—115 м, массой 5—7 тыс. т.

Схемы перевалки вскрышных пород разделяются на простые — с укладкой породы непосредственно в конечные конту-

ры отвала одним экскаватором — и усложненные — с укладкой в конечные контуры только части породы, переэкскавацией вторым экскаватором породы из промежуточного отвала. Усложненная схема перевалки может осуществляться одним экскаватором-драглайном, если его производительность превышает годовые объемы пород, необходимые для обеспечения заданного объема добычи.

Схемы усложненной перевалки по форме промежуточного отвала разделяются на три разновидности, получившие наименование Подмосковной, Украинской и Райчихинской.

Подмосковная схема характеризуется различными отметками расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на отвале. Промежуточный отвал имеет плоскую поверхность и вплотную примыкает к борту вскрышного уступа, что создает благоприятные условия для маневрирования отвального драглайна. Схема применяется на буроугольных карьерах Подмосковного бассейна при работе двух драглайнов или при использовании одного драглайна с отработкой заходки за два прохода.

Украинская схема отличается от Подмосковной поперечным сечением отвала, который имеет форму треугольника. Между откосами отвала и вскрышного уступа остается свободная емкость, что ограничивает маневренность отвального экскаватора, предопределяет максимальный угол поворота экскаватора и снижает устойчивость отвала. Схема применяется при спаренной и строенной работе драглайнов на карьерах Никопольского марганцевого бассейна.

Райчихинская схема характеризуется общим уровнем расположения рабочих площадок на вскрышном уступе и на промежуточном отвале и использованием одного драглайна (редко двух). По окончании отработки верхнего подуступа экскаватор перемещается на промежуточный отвал и отрабатывает нижний подуступ, а также осуществляет переэкскавацию породы из контура промежуточного отвала.

12.2.2. Схемы с перевалкой мягких пород драглайнами

Модель драглайна выбирается из 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 отвал (усложненная перевалка).

Простая перевалка. Мощность вскрыши H, отрабатываемая при простой перевалке с использованием драглайна с радиусом разгрузки $R_р$, определяется из условия $H_{расч} \geq H$,

$$H_{расч} = \frac{1}{k_р}(R_р - b_1 - p - b_2 - 0{,}25A - h\operatorname{ctg}\alpha_п - (H - H_в)\operatorname{ctg}\alpha_в)\operatorname{tg}\alpha_о;$$

$k_р$ — коэффициент разрыхления породы в отвале; $b = 0{,}5Ш_х + b_1$; $Ш_х$ — ширина хода экскаватора; b_1 — ширина бермы безопасности; p — ширина призабойной зоны; b_2 — ширина бермы; A — ширина заходки; h — мощность полезного ископаемого; $\alpha_п$ — угол откоса уступа по полезному ископаемому; $H_в$ — мощность вскрышных пород, отрабатываемая с верхним черпанием; $\alpha_в$ — угол откоса вскрышного уступа; $\alpha_о$ — угол откоса отвала.

Высота верхнего черпания принимается не более 0,5 $H_{разг}$ ($H_{разг}$ — высота разгрузки) и определяется с учетом литологических контактов вскрышных пород или устойчивости массива.

Ширина заходки A выбирается в пределах $(0{,}4—0{,}7)R_р$ исходя из условий рационального использования вместимости отвалов и организации добычных работ.

При $H_{расч} < 0$ происходит засыпка вскрышными породами откоса и бермы полезного ископаемого.

Высота отвала при простой перевалке

$$H_о = k_р H + 0{,}25\,A\operatorname{tg}\alpha_о.$$

Минимальные затраты энергии на перемещение породы соответствуют расстоянию от оси экскаватора до гребня отвала

$$X_1 = b + b_2 + (H - H_в)\,\mathrm{ctg}_в + h\,\mathrm{ctg}\alpha_п + p + H_о\,\mathrm{ctg}\alpha_о.$$

Усложненная перевалка. В случае, когда $H_{расч} < H$ (рис. 12.1), эффективна усложненная перевалка с временной засыпкой призабойной зоны и откоса полезного ископаемого.

Расчет параметров системы разработки здесь проводится с использованием величины $H_{расч}$.

Определяется высота промежуточного отвала $H_{о\,пр}$, вмещающего объем породы при условии $H = H_{расч}$,

$$H_{о\,пр} = k_р H_{расч} + 0{,}25\,A\,\mathrm{tg}\alpha_о.$$

Приращение высоты промежуточного отвала

$$H_{о\,прΔ} = 0{,}5\,(-p_2 + \sqrt{p_2^2 - 4p_1p_3})\,A^{-1},$$

где промежуточные параметры:

$p_1 = [0{,}75 - 0{,}5\,(1 + \mathrm{ctg}\alpha_п\,\mathrm{tg}\alpha_о{}^{1})]\,\mathrm{ctg}\alpha_о;$
$p_2 = 0{,}5\,A + [H_{о\,пр} + p\,(1 + \mathrm{ctg}\alpha_п\,\mathrm{tg}\alpha_о)^{-1}]\,\mathrm{ctg}\alpha_о;$
$p_3 = -k_р A\,(H - H_в) -$
$- 0{,}5\,p^2(\mathrm{ctg}\alpha_п + \mathrm{ctg}\alpha_о)^{-1}.$

Высота засыпанного откоса полезного ископаемого

$$h_х = (H_{о\,прΔ}\,\mathrm{ctg}\alpha_о - p)\,(\mathrm{ctg}\alpha_п + \mathrm{ctg}\alpha_о)^{-1}.$$

Площадь сечения (см. рис. 12.1) породы, подлежащей вторичной перевалке,

$$S_в = k_р A\,(H - H_в) - 0{,}25\,A\,H_{о\,прΔ}.$$

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

$$H_{о2} = S_в / A + 0{,}25\,A\mathrm{tg}\alpha_о,$$

а высота размещения второго драглайна

$$H_{д2} = H_{о\,пр} + 0{,}5H_{о\,прΔ}$$

Если $S_в < 0{,}25\,(A + p)^2\,\mathrm{tg}\alpha_о$, то $H_{о2} = 0$ и $H_{д2} = H\,k_р$.

Расстояние между осью второго драглайна и нижней кромкой промежуточного отвала

$$X_2 = b + (H_{д2} - h_х)\mathrm{ctg}\alpha_о.$$

Второй драглайн выбирается по геометрическим показателям из условия $R_{р2} \geq X_2$, где $R_{р2}$ — радиус разгрузки второго драглайна.

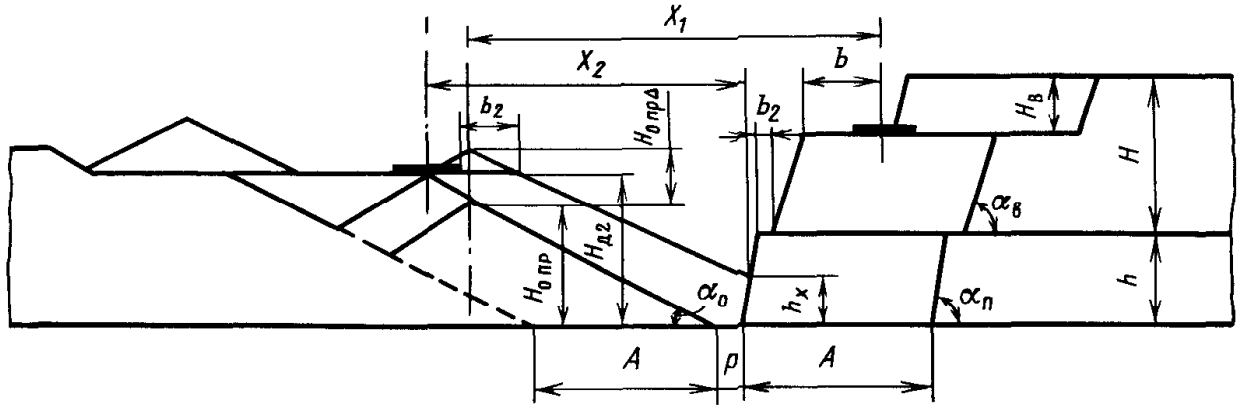


Рис. 12.1. Схема к расчету усложненной перевалки

Коэффициент кратности перевалки — отношение объема пород, переваливаемых дважды, к объему пород, вынимаемых из забоя,

$$k_{к.п} = 1 - (H_{расч} - 0{,}5\, H_{о\,пр}\Delta\, k_р^{-1})\, H^{-1}.$$

По производительности второй драглайн должен удовлетворять условию

$$Q_{д2} \geq k_{к.п} Q,$$

где Q — годовой объем вскрышных работ на карьере или его участке, необходимый для обеспечения заданного объема добычи.

Положение второго драглайна на уровне $H_{д2}$ соответствует минимальному расходу энергии на укладку пород в постоянные отвалы.

При $Q_{д2} >> k_{к.п} Q$ 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.

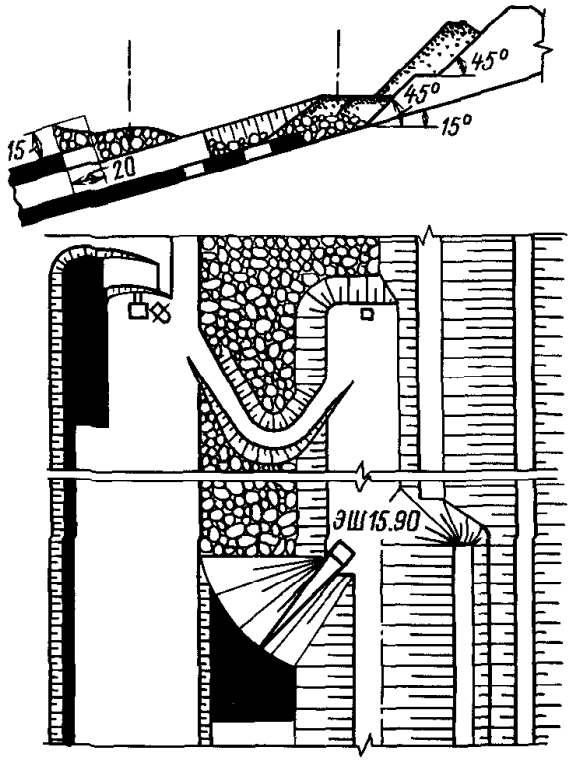


Рис. 12.2. Схема разработки угольных пластов с транспортной перемычкой

12.2.3. Схемы с перевалкой взорванных пород

Параметры схем перевалки 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. В условиях разработки Черемховского угольного месторождения удельный расход ВВ составляет 0,6—0,7 кг/м^3, тогда как при обычном взрывном рыхлении массива — 0,4—0,5 кг/м^3.

На разрезе Красногорский в Кузбассе вскрышной уступ высотой 40 м отрабатывается по усложненной схеме с частичным перемещением породы в выработанное пространство взрывом. Здесь применяется комбинированное взрывание наклонных и горизонтальных скважин (удельный расход ВВ 0,7—0,8 кг/м^3).

Эффективность взрыва на сброс характеризуется коэффициентом сброса, равным отношению объема перемещаемых взрывом пород в контуры отвала к общему объему взорванной горной массы. В условиях разреза Красногорский $k_{сбр} = 0{,}15 \div 0{,}20$.

На разрезе Сафроновский вскрышные работы осуществляются мехлопатой ЭВГ-35.65 при мощности вскрышных пород 21 м, ширине заходки 50 м и полной подвалке добычного уступа. С увеличением мощности вскрыши до 31 м здесь была применена усложненная бестранспортная

схема с использованием сопряженно работающего драглайна ЭШ10.60 с одновременной планировкой внутренних отвалов, что достигалось веерной разгрузкой ковша драглайна на отвале. Коэффициент переэкскавации при этом составлял 22 %. С целью сокращения расстояния транспортирования угля из забоев в Кузбассе реализованы схемы с транспортными перемычками (рис. 12.2).

Применение взрывов на сброс при схеме с усложненной перевалкой хотя и связано с увеличением удельного расхода ВВ, однако уменьшает объемы вскрыши, подлежащие экскаваторной перевалке. Здесь прослеживаются противоположные тенденции в изменении капитальных и эксплуатационных затрат на выполнение экскавационно-взрывных работ.

Конфигурация развала горной массы определяется по методу проф. Н. Я. Репина (рис. 12.3).

Ширина развала горной массы $B_р$ слагается из ширины заходки A и дальности перемещения взорванных пород $B_Δ$:

$$B_р = A + B_Δ.$$

Начальная скорость кусков, определяющая дальность перемещения взорванных пород,

$$v_0 = 2v\sqrt{\left(\frac{qk_{зс}}{\pi\rho}\right)^n},$$

где v — скорость смещения частиц на стенке зарядной полости, м/с, для пород:

мелкоблочных — $v = 3570$ м/с и $n = 1{,}3$;

среднеблочных — $v = 3100$ м/с и $n = 1{,}28$;

крупноблочных — $v = 2700$ м/с и $n = 1{,}25$;

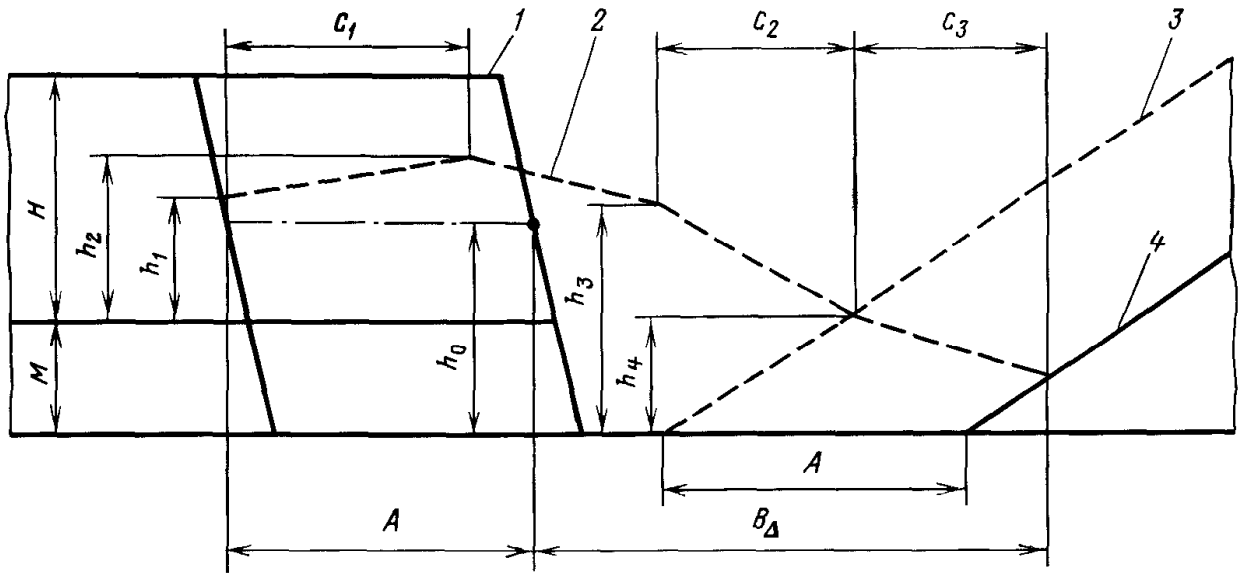


Рис. 12.3. Схема к расчету конфигурации развала горной массы:

1 — контур взрываемого массива; *2* — контур развала горной массы; *3* — контур отвала после укладки взорванной горной массы; *4* — контур отвала предыдущей экскаваторной заходки

весьма крупноблочных — $v = 2260$ м/с и $n = 1{,}23$;

исключительно крупноблочных — $v = 1880$ м/с и $n = 1{,}21$;

q — удельный расход ВВ, кг/м^3; ρ — плотность ВВ, кг/м^3; $k_{з\,с}$ — коэффициент заполнения скважин,

$$k_{з\,с} = (l_с - l_{заб})/H;$$

$l_с$ и $l_{заб}$ — длина соответственно скважины и забойки.

При порядной схеме КЗВ максимальная дальность взрывного перемещения

$$B_\Delta = \frac{1}{\cos\varphi}\left[p_1 + \sqrt{p_1^2 + \frac{2v_o^2 h_o \sin^2\psi}{g\cos\varphi}}\right] - h_o \operatorname{tg}\varphi;$$

$$p_1 = g^{-1} v^2 (\operatorname{ctg}\psi - \operatorname{tg}\varphi)\sin^2\psi,$$

где ψ — угол наклона скважин к горизонту, градус; φ — угол падения пласта, градус; g — ускорение свободного падения, м/с^2; h_o — высота откольной зоны над подошвой уступа, м.

Высотные отметки характерных точек развала горной массы (см. рис. 12.3):

$$h_o = 0{,}5h_з + M + h_н,$$

где $h_з$ — высота колонки заряда, м; $h_н$ — величина недобура, м; M — мощность полезного ископаемого, м;

$$h_1 = \frac{2{,}8H^2}{(A + H)(0{,}8B_\Delta + H)};$$

$$h_2 = k_р H\left[1 - \left(1 + \frac{k_р AH}{B_\Delta^2}\right)^{-2}\right] + \frac{0{,}3HM}{H + M + A};$$

$$h_з = \frac{2{,}6H}{1{,}3 + (B_\Delta/A)^2};$$

$$h_4 = \frac{1{,}4H}{1{,}3 + (B_\Delta/H)^2}$$

где $k_р$ — коэффициент рыхления.

По горизонтали характерные точки развала горной массы определяются параметрами $c_1 = 1{,}12\,q\,A$; $c_2 = (B_\Delta + A - c_1)/3$; $c_3 = c_2$.

Коэффициент сброса вычисляется по эмпирическим формулам:

Н. Я. Репина —

$$k_{сбр} = \frac{q(0{,}4\sin 2(90 - \psi) + 0{,}65)}{0{,}25\sqrt[3]{AH} + q};$$

К. Е. Виницкого —
$k_{сбр} = 0{,}25 - (a - b/H)\,d_с$,
где для легковзрываемых пород $a = 0{,}0125$; $b = 0{,}384$;

для пород средней трудности взрывания $a = 0{,}018$ и $b = 0{,}174$;

для трудновзрываемых пород $a = 0{,}0132$ и $b = 0{,}235$; $d_с$ — диаметр скважины.

В качестве примера в табл. 12.4 приведены результаты взрывания крупноблочных пород граммонитом 79/21 при угле наклона скважины к горизонту $\psi = 60°$, ширине заходки 35 м.

Драглайн для перевалки выбирается из условий (рис. 12.4)

$$H_{раз} \geq H_0 - h_з;$$

$$R_р \geq X_1;$$

$$Q_д \geq Q(1 - k_{сбр}),$$

где $X_1 = H_0 \operatorname{ctg}\alpha_0$; $Q_д$ — производительность драглайна.

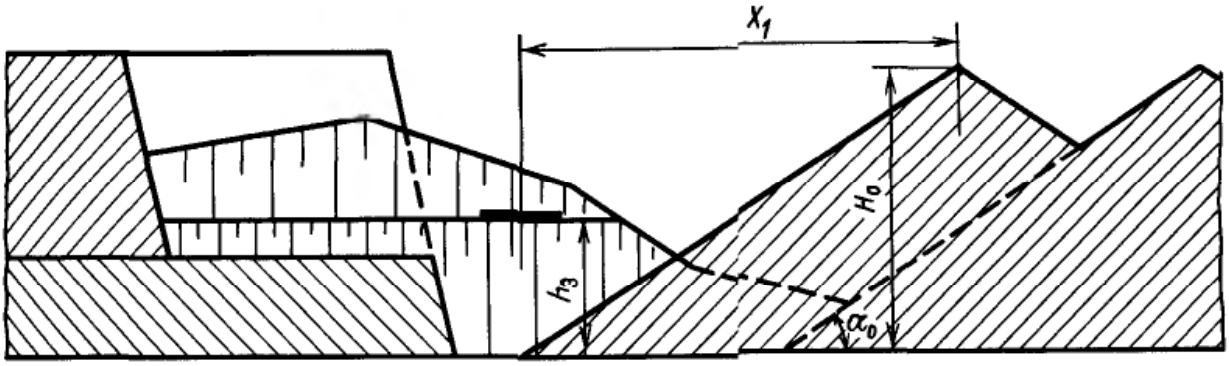


Рис. 12.4. Схема к расчету перевалки взорванных пород

Таблица 12.4.
Результаты взрывания крупноблочных пород

Показатели	Высота уступа, м			
	20	30	40	50
Диаметр скважины, мм	216	244	244	270
Удельный расход ВВ, кг/м^3	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—44
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	13,0	16,5
h_4	4,5	6	7,5	9,0
$B\Delta$	67	72	71	79
Коэффициент сброса $k_{сбр}$	0,28	0,28	0,28	0,28

12.2.4. Производительность драглайнов в схемах с перевалкой пород

Производительность драглайна при верхнем черпании $Q_в$ ниже на 10—25 %, чем при нижнем черпании $Q_н$; при отработке нижнего и верхнего забоев сменная производительность драглайна определяется как средневзвешенная величина

$$Q_{см} = Q_в \frac{H_в}{H} + Q_н \frac{H - H_в}{H},$$

где $H_в$ — высота верхнего подуступа.

Годовая производительность драглайна

$$Q_г = \frac{Q_{см} n_{см} (30 - t_{ппр})(12 - t_{кл}) k_т}{1 + Q_{см}(t_{вр} + t_{х.х})/(AHL_ф)},$$

где $Q_{см}$ — сменная производительность, м^3/см; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки, смен/сут; $t_{ППР}$ — продолжительность ППР, сут; $t_{кл}$ — простои по климатическим условиям и годовые ремонты, мес; $t_{вр}$ — продолжительность операций в начале заходки, смен; $t_{х.х}$ — продолжительность холостого хода по фронту длиной $L_ф$ после отработки заходки шириной A и высотой H, смен.

При ведении взрывных работ в знаменатель этой формулы необходимо добавить слагаемое $Q_{см}\, n\, t_{вз}/(A\, H\, L_ф)$, где n — число взрывов за период отработки заходки; $t_{вз}$ — время для проведения взрыва, смен.

При простой перевалке мягких пород драглайн рассматривается как независимый элемент. Готовность его к работе за годовой период определяется надежностью узлов и деталей (табл. 12.5), а также ремонтнопригодностью и оценивается коэффициентом готовности.

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.

Таблица 12.5.
Показатели надежности работы драглайнов на разрезах Кузбасса

Показатели	ЭШ13.50У	ЭШ15.90А	ЭШ20.90	ЭШ40.80
Средняя годовая производительность, млн м^3/год	1,26	2,13	2,99	4,10
Средняя наработка на отказ $T_{раб}$, ч	315,2	304,0	119,0	326,0
Среднее время восстановления $T_{рем}$, ч	7,7	14,2	13,7	6,2
Коэффициент готовности $k_г$	0,976	0,955	0,897	0,981

12.3. Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами

12.3.1. Общие сведения

Технологические схемы разработки горных пород экскаваторно-автомобильными комплексами используются практически при любой крепости пород на глубинных (до 200—250 м) и нагорных карьерах при грузопотоках от 0,1 до 60—80 млн т/год.

Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами применяются для ведения вскрышных и добычных работ во всей рабочей зоне железорудных карьеров или параллельно с другими технологическими схемами в наиболее благоприятных зонах.

Из 64 угольных карьеров Российской Федерации на 61 использованы экскаваторно-автомобильные комплексы на добычных работах и на 50 — на вскрышных работах.

Полностью выполняются экскаваторно-автомобильными комплексами вскрышные и добычные работы на алмазо-добывающих предприятиях Якутии при глубине карьеров 200—350 м. Нагорные карьеры по добыче апатитов и руд цветных металлов (Тырныауз, РФ; Каджаран, республика Армения) разрабатываются с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов с образованием нагорных отвалов вскрышных пород высотой до 500—800 м и разгрузкой руды в рудоспуски.

Технические показатели наиболее крупных карьеров, где используется технологическая схема разработки экскаваторно-автомобильными комплексами, приведены в табл. 12.6.

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 производственных мощностей карьера, увеличения его производительности; высокая мобильность, что позволяет с наименьшими потерями отрабатывать сложные по структуре залежи полезных ископаемых месторождения. Скорость понижения горных работ при этом в 2—3 раза выше, чем при других видах транспорта и составляет 20—30 м/год, а в отдельных случаях достигает 50 м/год. В технологических схемах разработки экскаваторно-автомобильными комплексами, как правило, используются мехлопаты с погрузкой на уровне стояния экскаватора. При этом достигается наименьшая продолжительность цикла погрузки и соответственно наименьшее время загрузки автосамосвала, но происходят потери потенциальной энергии отгружаемой горной массы, значение которой ориентировочно составляет $(h_у/2 - h_{цт})V\gamma$, где $h_у$ — высота уступа; $h_{цт}$ — координата центра тяжести горной массы в транспортных машинах; V — объем горной массы.

Применение в технологических схемах гидравлических экскаваторов типа "обратная лопата" и черпанием ниже уровня стояния приводит к снижению на 10—15 % затрат на разработку. Высота уступа $h_у$ при этом не превышает для мягких пород $0{,}65h_к$, для взорванных пород — $0{,}85h_к$, где $h_к$ — максимальная глубина копания.

Также при нижнем черпании с глубины 20—35 м драглайнами и погрузке на уровне стояния достигается более существенное снижение энергозатрат как за счет исключения потери потенциальной энергии, так и за счет расположения транспортных коммуникаций ближе к дневной поверхности на высоту уступа.

Для погрузки мелкодисперсных пород при низких значениях сопротивления черпанию эффективно применение одноковшовых погрузчиков.

12.3.2. Укрупненные технологические расчеты

Технологическая схема разработки пород представляет собой последовательно работающие буровые станки, экскаватор, транспортное звено при параллельном соединении автосамосвалов, бульдозеры для планировочных работ или устройства для приема породы (см. табл. 12.1). Запас взорванной горной массы представляет собой аккумулирующий склад, который при достаточном объеме сглаживает неравномерность проведения БВР и экскавации. При достаточно большом фронте разгрузки автосамосвалов на отвале или приемном устройстве такой фронт также является аккумулирующим складом.

Вследствие этого часовую производительность погрузочных и транспортных машин можно рассматривать независимо от БВР и отвалообразования.

Расчет производительности двух последовательно соединенных звеньев —

Таблица 12.6.
Технические показатели карьеров с экскаваторно-автомобильными комплексами

Показатели	Ковдорский	Костомукшский	Нерюнгринский
Производительность по полезному ископаемому, млн т	16,0	24,0	14,4
Годовые объемы вскрыши, млн м^3	16,2	17,4	—
Глубина карьера по замкнутому контуру / с нагорной частью, м	211/319	140/150	—/159
Объем перевозок, млн т	71,8	71,7	73,2
Экскаваторы с ковшом вместимостью от 5 до 20 м^3	8	8—12,5	8—20
Автосамосвалы грузоподъемностью от 40 до 180 т	110—120	110	110—180

экскаватора и автосамосвалов — производится с учетом времени безотказной их работы, которое для экскаваторов составляет от 100 до 300 ч и более, для автосамосвалов от 4 до 20 ч и более. Экскаватор представляет собой восстанавливаемый элемент схемы, работоспособность его характеризуется коэффициентом готовности, среднее значение которого используется при расчете месячной и годовой производительности. Автосамосвал в технологической схеме — элемент без восстановления: при аварии автосамосвал сходит с линии, не возвращается и не заменяется до конца смены, что приводит к снижению первоначальной производительности комплекса.

Число оставшихся в комплексе автосамосвалов по сравнению с первым часом смены вычисляется через два показателя: вероятность возникновения отказов какого-либо количества машин P_a и вероятность отказов каждой из этих машин по часам смены P_j. Тогда число работающих автосамосвалов в j-й час смены

$$N_j = (1 - P_a P_j)\, N = P_{бj} N,$$

где N — число машин в начале смены; $P_{бj}$ — коэффициент безотказной работы автосамосвалов.

При отсутствии статистических данных по парку эксплуатируемых автосамосвалов для расчетов среднесменной производительности можно пользоваться значениями коэффициента $P_{бj}$ по табл. 12.7.

Сущность взаимодействия машин в смежных технологических процессах цикличного действия определяет вероятность нахождения экскаватора в состоянии "погрузка" — P и в состоянии "ожидание подхода автосамосвала" — P_o. Эти вероятности находятся из условия, что работа экскаватора и автосамосвалов описывается как замкнутая (известно число автосамосвалов) одноканальная (число экскаваторов в комплексе $M = 1$, т.е. закрытый цикл организации движения транспорта) система массового обслуживания (СМО) с ожиданием.

Вероятности находятся по числу автосамосвалов в комплексе N и приведенной интенсивности $\rho = \lambda/\mu$, где λ — интенсивность подхода автосамосвалов под погрузку: $\lambda = 1/(T_{рейс} - t_{пог} - t_o)$; μ — интенсивность погрузки, $\mu = 1/(t_{пог} + t_o)$ ($T_{рейс}$, $t_{пог}$, t_o — соответственно время рейса автосамосвала, погрузки, обмена автосамосвала у экскаватора).

Вероятность ожидания подхода автосамосвала

$$P_o = [1 + N\rho + N(N-1)\,\rho^2 + ,..., + N(N- - 1)\ ,..., 1\rho^N]^{-1},$$

а вероятность того, что экскаватор в течение смены находится в состоянии "погрузка",

$$P = k_{загр} = 1 - P_o.$$

Зависимость $k_{загр}$ от приведенной интенсивности ρ для числа автосамосвалов в транспортном звене N от 1 до ... n дана на графике (рис. 12.5).

Таким образом, $k_{загр}$ корректирует теоретическую интенсивность работы экскаватора $1/(t_{пог} + t_o)$; эксплуатационная часовая производительность (т/ч) комплекса экскаватор — транспортные машины оценивается формулой

$$Q_j = \frac{3600}{t_{пог} + t_o}\, q k_q k_{загр},$$

где $t_{пог}$ и t_o — время погрузки и обмена автосамосвала у экскаватора, с; q — грузоподъемность автосамосвала, т; k_q — 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,

$$N_o = N - k_{загрj}(1 + 1/\rho).$$

При $N_o \geq 1$ возможна спаренная установка автосамосвалов под погрузку; при этом $t_o = 0$, что приводит к росту производительности комплекса.

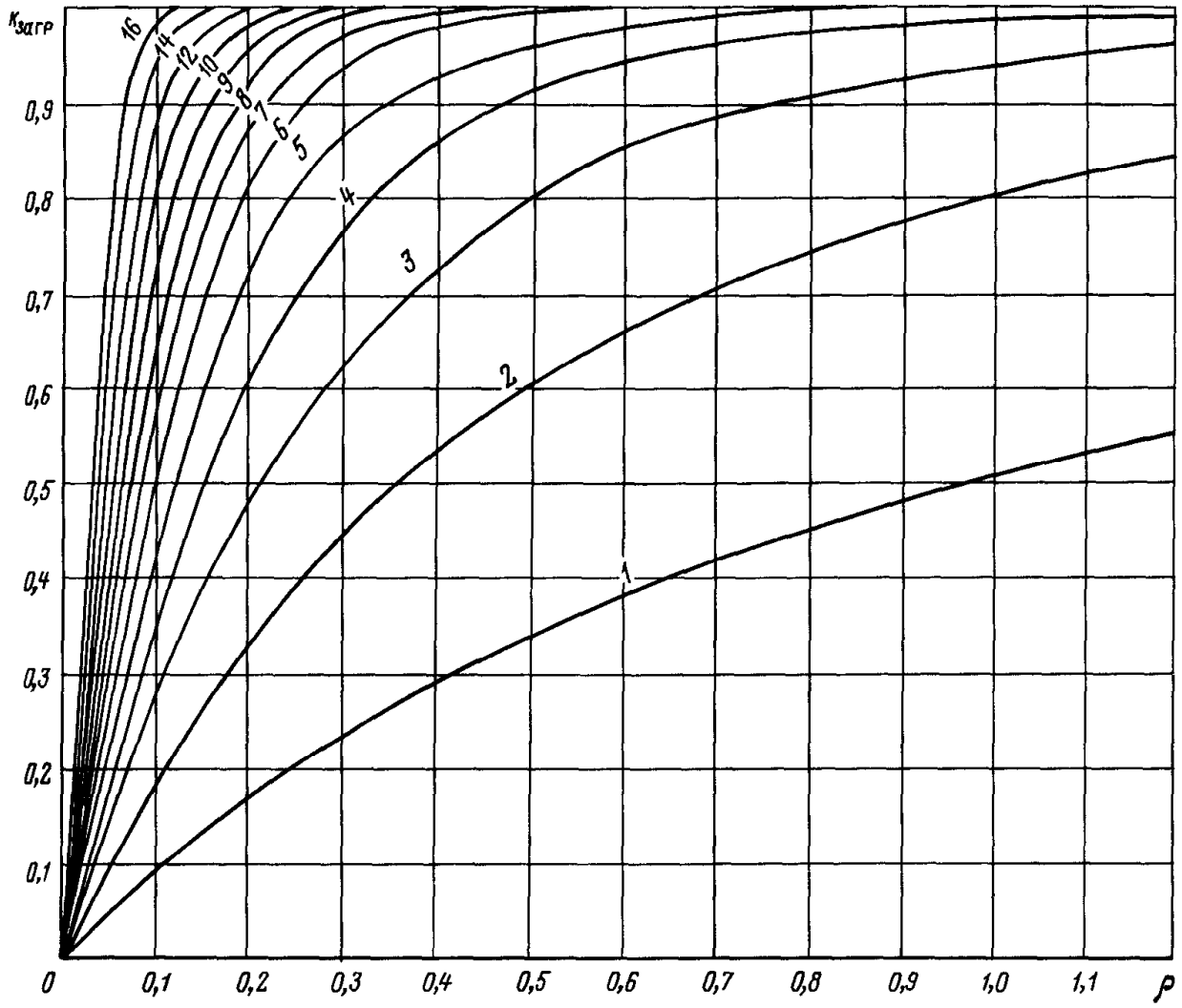


Рис. 12.5. График зависимости коэффициента загруженности $k_{загр}$ экскаватора от приведенной интенсивности ρ и числа автосамосвалов N (одноканальная СМО)

Таблица 12.7.
Коэффициент безотказной работы автосамосвалов $P_{бj}$

Годы эксплуатации	Часы смены						
	1	2	3	4	5	6	7
1	1,0	1,0	1,0	0,98	0,97	0,95	0,92
2	1,0	1,0	1,0	0,98	0,95	0,93	0,90
3	1,0	1,0	0,98	0,97	0,93	0,90	0,88
4	1,0	1,0	0,97	0,95	0,91	0,87	0,85
5	1,0	1,0	0,96	0,92	0,86	0,83	0,81
6	1,0	0,98	0,95	0,88	0,82	0,78	0,77
7	1,0	0,97	0,90	0,80	0,74	0,71	0,70
8	0,99	0,93	0,81	0,70	0,63	0,61	0,61

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 бункера 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 $\rho_р = \lambda_р/\mu_р$, где интенсивность подхода самосвалов

$$\lambda_р = 1/(T_{рейс} - t_{раз} - t_м),$$

а интенсивность разгрузки автосамосвалов

$$\mu_р = 1/(t_{раз} + t_м),$$

$t_{раз}$ и $t_м$ — время соответственно разгрузки и маневров автосамосвала при установке на месте разгрузки.

Коэффициент загруженности при разгрузке $k_{загр\,р}$ определяется аналогично $k_{загр}$ и представляет собой вероятность пребывания перегрузочного пункта в состоянии "работа".

Если число мест разгрузки $r > 1$, то система "автосамосвалы — разгрузочный пункт — многоканальная СМО с ожиданием (определение $k_{загр\,р}$ приведено в разд. 12.5), а производительность комплекса по условию разгрузки рассчитывается по формуле

$$Q_{jп} = \frac{3600}{t_{раз} + t_м} qk_q gk_{загр\,р}.$$

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 ($м^3$/год) комплекса согласно схеме

$$Q_г = \frac{Q_{см} n(T_м - t_{р\,м})(T_г - t_{р\,г})\kappa_{г.к}}{1 + n(T_в + T_{вос})/T_б},$$

где n — число рабочих смен в сутки, сут/см; $T_м$ — 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 под-

Таблица 12.8.
Показатели надежности экскаваторов по разрезам Кузбасса

Экскаватор	Средняя годовая производительность, млн м3	Средняя наработка на отказ, ч	Среднее время восстановления, ч	Среднее число отказов за год	Коэффициент готовности экскаватора
ЭКГ-4,6Б	0,722	326	15,1	14	0,956
ЭКГ-5А	0,907	412	11,0	16,7	0,974
ЭКГ-8И	1,311	243	9,9	22,8	0,960
ЭКГ-12,5	1,456	114,2	9,1	57,8	0,926

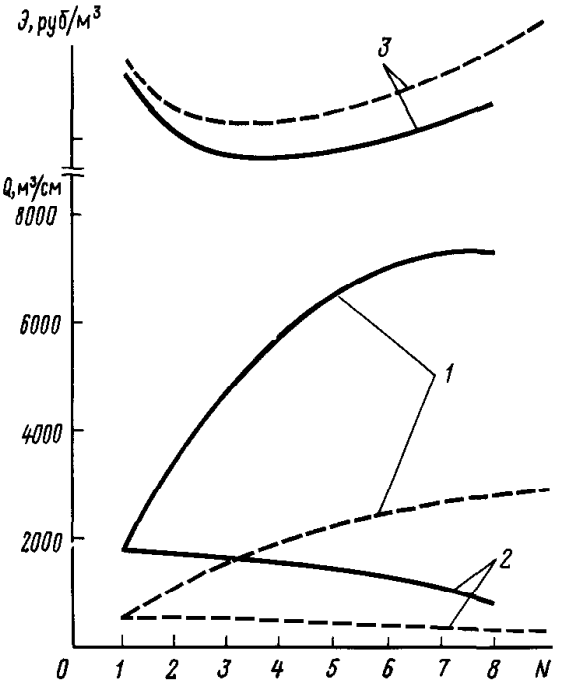


Рис. 12.6. Функциональные характеристики комплекса в технологической схеме в зависимости от числа автосамосвалов:

1 — производительность экскаватора;
2 — производительность автосамосвала;
3 — эксплуатационные затраты;
——— экскаватор ЭКГ-12,5 и автосамосвалы БелАЗ-7521;
— — — — экскаватор ЭКГ-5А и автосамосвалы БелАЗ-548

готовки, проведения и ликвидаций 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 $k_{г.к} = k_э$ при разгрузке на приемном пункте, готовность которого к работе определяется коэффициентом $k_{г.р}$, коэффициент готовности $k_{г.к}$ определяется как для двух последовательно соединенных элементов

$$k_{г.к} = \frac{1}{\frac{1}{k_{гэ}} + \frac{1}{k_{г.р}} - 1}.$$

Показатели надежности экскаваторов угольных разрезов (табл. 12.8) выше, чем на рудных карьерах, где коэффициент готовности ниже ($k_{г.э} = 0{,}84 \div 0{,}89$) из-за более тяжелых условий работы в рудных забоях.

Ресурсосберегающие режимы работы комплекса машин в технологической схеме достигаются минимизацией суммарных затрат на процессы.

Зависимость производительности машин комплекса Q и затрат $Э$ (руб/м^3) от числа автосамосвалов N в комплексе показана на рис. 12.6. Оптимальное число автосамосвалов, соответствующее минимуму затрат, может быть больше $N_{рас} = T_{рейс}/(T_{пог} + T_о)$, которое определяется из условия отсутствия простоя экскаватора, или меньше $N_{рас}$, что зависит от цен на оборудование, топливо, размера заработной платы и др.

Рекомендуемые соотношения грузоподъемности автосамосвала $q_а$ и вместимости V ковша экскаватора, характеризуемые массой породы в ковше $q_V = V\gamma k_э$ ($k_э$ — коэффициент экскавации), находятся в пределах $q_а/q_V = 3 \div 6$, причем большие значения целесообразно принимать при дальности транспортирования 4—5 км, а также при больших грузопотоках.

Рекомендуемые сочетания марок экскаваторов-мехлопат и автосамосвалов в зависимости от грузопотоков приведены на схеме рис. 12.7.

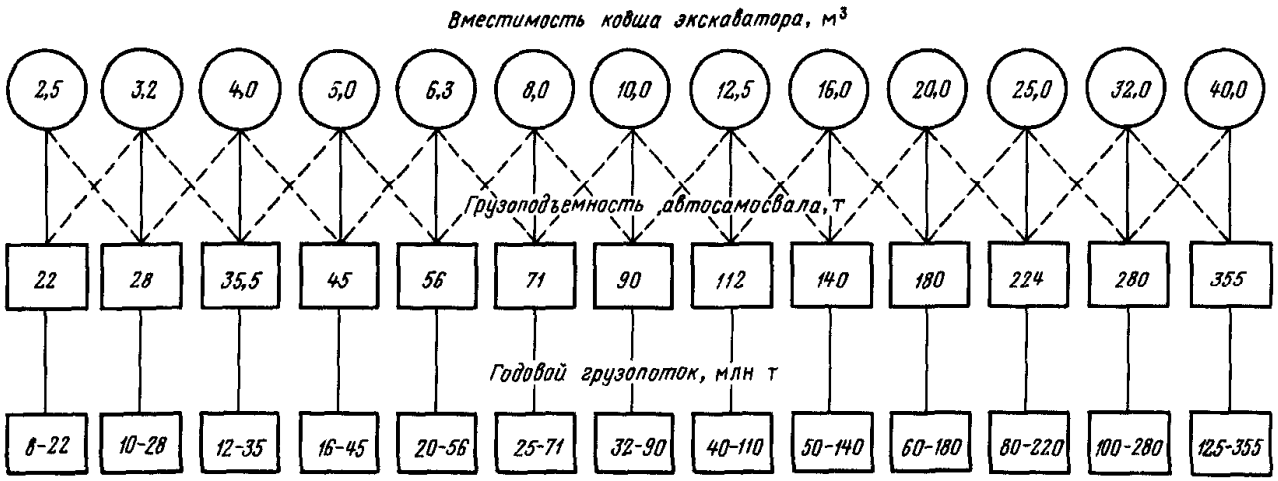


Рис. 12.7. Схема рекомендуемых соотношений грузопотока карьера, модели экскаватора-мехлопаты и автосамосвала для выбора экскаваторов и автосамосвалов

12.4. Технологические схемы с карьерными погрузчиками и скреперами

Колесные фронтальные одноковшовые погрузчики и колесные скреперы выполняют процессы выемки, перемещения, последующей погрузки в различные виды транспорта или процессы отвалообразования. Мобильное оборудование позволяет быстро изменять направление горных работ, параметры забоев, производить выемку тонкими слоями, что целесообразно при разработке сложноструктурных залежей. Эффективно применение этого оборудования с целью обеспечения стационарности приемных пунктов, например, рудоспусков или бункеров для погрузки на конвейеры.

За рубежом имеется опыт использования мощных погрузчиков и скреперов для вскрышных и добычных работ с производительностью грузопотоков 10—15 млн м^3/год.

По данным акад. К.Н. Трубецкого применительно к отечественным условиям разработки область рационального применения карьерных погрузчиков в зависимости от дальности транспортирования $L_{тр}$ и размера потока Q показана на рис. 12.8.

Рациональность применения скреперов также определяется производительностью Q грузопотоков и дальностью транспортирования $L_{тр}$. При производительности $Q = 3 \div 5$ млн м^3/год дальность перемещения скреперами, как правило, не превышает 1,0—1,5 км. В схемах при разработке и перемещении пород карьерными погрузчиками или скреперами комплекс машин, разрабатывающих один забой, может быть представлен в виде структурно-простой схемы с параллельным соединением элементов. Дискретность грузопотока и степень неравномерности выполнения операций и процессов позволяют рассматривать комплексы как одноканальную систему массового обслуживания. Расчет коэффициента готовности может быть выполнен по аналогии с расчетом автотранспортного звена.

12.5. Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами

12.5.1. Общие сведения

Экскаваторно-железнодорожные комплексы применяются в широком диапазоне грузопотоков до 100 млн т/год, при глуби-

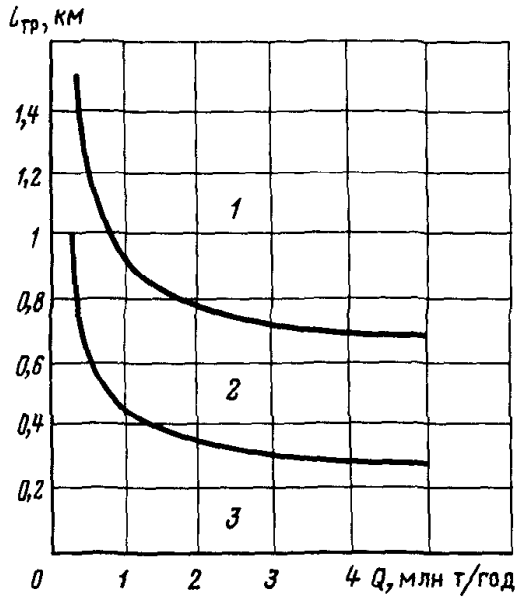


Рис. 12.8. Области применения карьерных погрузчиков:

1 — наименее предпочтительная; *2* — экономически равноценная для погрузчиков и экскаваторно-автомобильных комплексов; *3* — наиболее предпочтительная (по данным акад. К. Н. Трубецкого)

не карьеров до 200—250 м, дальности транспортирования до 20 км при разработке мягких и взорванных скальных горных пород.

Технологическая схема может включать в себя добычные и вскрышные комплексы машин по всей рабочей зоне карьера или части рабочей зоны.

Параллельно могут использоваться технологические схемы с другими комплексами машин.

Нибольшее распространение получили технологические схемы с погрузкой горных пород мехлопатами. На разрезах используются роторные экскаваторы на добычных работах 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.

Имеется положительный опыт погрузки драглайнами в железнодорожные составы при разработке пород нижним черпанием. При диапазоне грузопотоков 5—10 млн т/год возможно использование карьерных погрузчиков.

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 может определяться раздельно.

Степень взаимосвязи звеньев в технологических схемах определяет использование календарного времени.

12.5.2. Производительность экскаваторно-железнодорожного комплекса

Диспетчерское распределение N поездов по M 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 M экскаваторами в забоях и транспортными коммуникациями до станции и отвальную с транспортными коммуникациями от станции и Z отвальными экскаваторами.

С достаточной степенью точности для технологических и экономических расчетов производительность забойной подсистемы при условии распределения диспетчером поездов по экскаваторам пропорционально расчетному значению поездов $N_{рас}$ определяется в следующем порядке.

Устанавливается расчетное число поездов исходя из полной загрузки транспортным средством каждого i-го экскаватора во времени

$$N_{рас} = \frac{T_р}{t_{пог} + t_о},$$

где $T_р$, $t_{пог}$, $t_о$ — соответственно время рейса, погрузки и обмена состава в забое.

Время рейса определяется исходя из среднего для Z отвальных экскаваторов времени пребывания поезда на участке станция — отвальные тупики

$$T_{от.ср} = \frac{1}{Z} \sum_{j=1}^{Z} (t_{дв j} + t_{раз j}).$$

Время рейса поезда к каждому i-му забойному экскаватору

$$T_{р.зi} = T_{от.ср} + t_{дв i} + t_{пог i},$$

где $t_{дв i}$ — время движения поезда от станции к i-му забойному экскаватору.

Определяется интенсивность процессов:

подхода поезда к каждому экскаватору

$$\lambda_i = \frac{1}{T_р - t_{пог} - t_о};$$

погрузки экскаватором

$$\mu = \frac{1}{t_{пог i} + t_{о i}};$$

приведенная интенсивность

$$\rho = \lambda_i / \mu_i.$$

По значениям ρ_i и $N_{рас}$ устанавливается коэффициент загруженности $k_{загр}$ по номограмме (рис. 12.9), затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{заб i} = \frac{T_{см}}{t_{пог i} + t_{о i}} V k_{загр i},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены за исключением регламентированных простоев; V — объем породы в составе,

и забойная производительность комплекса

$$Q_{заб.к} = \sum_{i=1}^{M} Q_{заб.i}.$$

Производительность отвальной подсистемы при Z отвальных экскаваторах определяется исходя из среднего для M забойных экскаваторов времени пребывания поезда на участке забои — станция

$$T_{заб.ср} = \frac{1}{M} \sum_{i=1}^{M} (t_{пог} + t_{дв i}).$$

Время рейса поезда к каждому отвальному экскаватору

$$T_{р.оj} = T_{заб.ср} + t_{дв.оj} + t_{раз},$$

где $t_{дв.оj}$ — время движения от станции до j-го отвального тупика и обратно; $t_{раз}$ — время разгрузки состава.

Определяется интенсивность процессов:

подхода поезда на отвальный тупик

$$\lambda_j = \frac{1}{T_{рoj} + t_{раз}},$$

приема породы,

если $t_{обj} \geq t_{укл}$, то $\mu_j = t^{-1}_{укл}$,

если $t_{обj} < t_{укл}$, то $\mu_j = t^{-1}_{oj}$,

где $t_{обj}$ и $t_{укл}$ — соответственно время обмена поезда у отвального экскаватора и время укладки породы экскаватором;

приведенная интенсивность

$$\rho_j = \lambda_j / \mu_j.$$

На отвале поезда в количестве $N_{рас}$ распределяются пропорционально приемной способности тупиков, т.е. пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$ и имеют значения $N_{расj}$. По значениям $N_{расj}$ и ρ_j по номограмме (см. рис. 12.9) определяется коэффициент загруженности отвального экскаватора $k_{загрj}$, а затем производительность каждого экскаватора

$$Q_{oj} = \frac{T_{см}}{\mu_j} V k_{загрj}$$

и производительность отвальной подсистемы комплекса

$$Q_o = \sum_{j=1}^{L} Q_{oj}.$$

Производительность комплекса $Q_к$ в технологической схеме равна наименьшему из значений $Q_{заб}$ и Q_o. Средняя производительность поезда равна $Q_к / \sum N_{рас}$.

Если определяется производительность комплекса при числе поездов, отличном от $N_{рас}$, то при определении $k_{загрj}$ число поездов следует разделить пропорционально величине $T_{см}/\mu_j$, т.е. пропорционально производительности экскаваторов.

При условии $N \geq N_{рас}$ образуется очередь поездов, направляемых к каждому экскаватору, среднее значение числа поездов в очереди за смену

$$N_{oч} = k_{загр}(1 - 1/\rho)/M.$$

Годовая производительность ($м^3$) экскаватора в комплексе

$$Q_г = \frac{Q_t n(T_м - t_{рм})(T_г - t_{рг})\kappa_{гс}}{1 + n(T_в + T_{вос})/T_б + n(T_м - t_{рм})T_{ком}/T_з},$$

где n — число рабочих смен, смен/сут; $T_м$ — календарное число дней в месяце, сут/мес; $t_{рм}$ — число суток регламентированных простоев оборудования в течение месяца, сут/мес ($t_{рм}$ — включает ППР экскаватора, время на его перегоны, ремонт путей в капитальной траншее и т.п.); $T_г$ — календарное число месяцев в году, мес/год; $t_{рг}$ — число месяцев регламентированных простоев в течение года, мес/год ($t_{рг}$ включает простои по климатическим условиям); Q_t — сменная производительность экскаватора, $м^3$/смену; $T_в$ — время для подготовки, проведения и ликвидаций последствий взрыва, сут (монтаж взрывной сети, перенос путей, перегон экскаватора, проветривание и т.д.); $T_{вос}$ — время восстановительных работ после взрыва по подготовке транспортных коммуникаций, ЛЭП и др., сут; $T_{ком}$ — время для перемещения транспортных коммуникаций, ЛЭП после отработки экскаваторной заходки, мес; $T_б$ и $T_з$ — время отработки соответственно взрывного блока и заходки, смен.

Произведение $n(T_м - t_{рм})(T_г - t_{рг})$ представляет собой число рабочих смен за год и регламентируется отраслевыми нормами; единица, деленная на знаменатель, — технологический коэффициент использования регламентированного рабочего времени.

Коэффициент готовности, определяемый технологической схемой, в общем случае вычисляется достаточно сложно. Приближенное значение его можно получить, рассматривая три последователь-

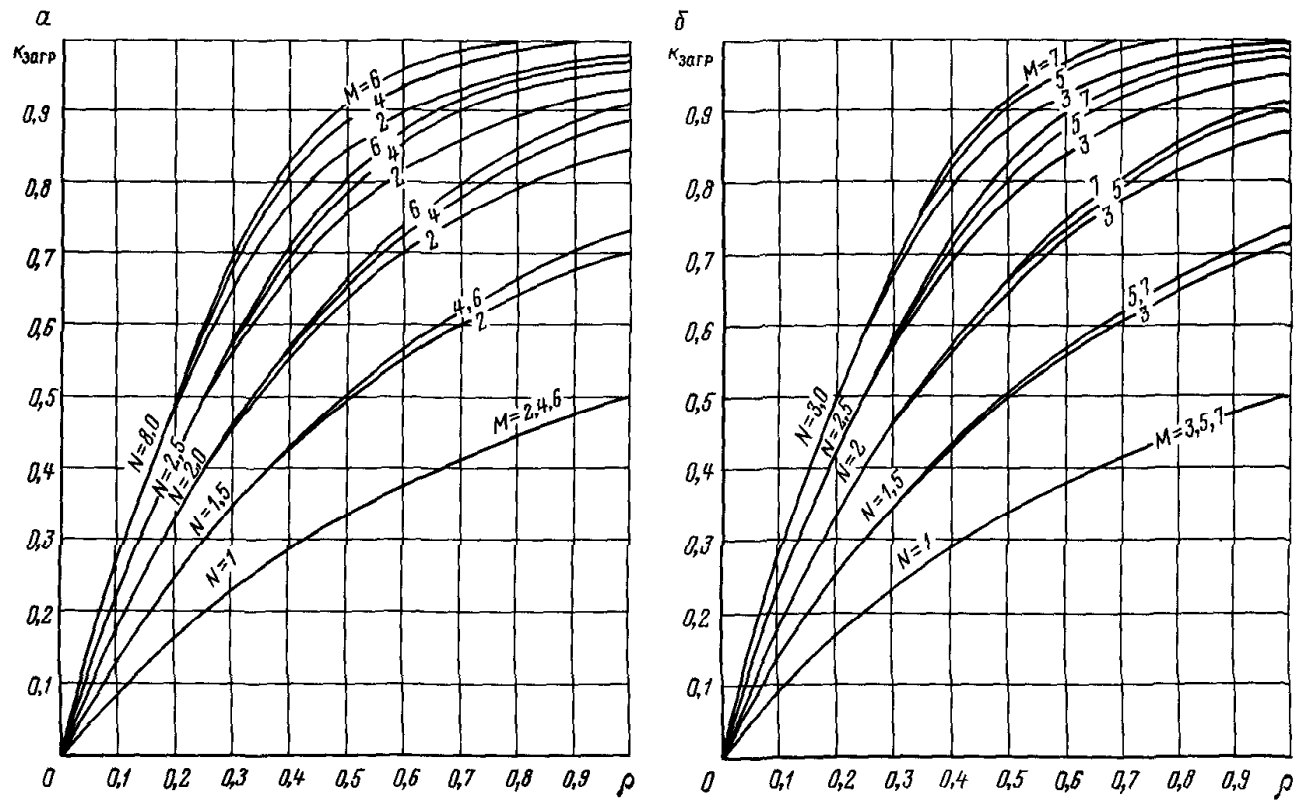


Рис. 12.9. Графики для определения коэффициента загруженности в технологической схеме в зависимости от приведенной интенсивности ρ при числе экскаваторов M (или Z) и числе локомотивосоставов N: *а* — для $M = 2; 4; 6$; *б* — для $M = 3; 5; 7$

но соединенных элемента — забойный экскаватор, транспортные коммуникации и подвижной состав, отвал соответственно с коэффициентами готовности $k_{г.э}$, $k_{г.т}$, $k_{г.о}$:

$$k_{г.о} = \frac{1}{\frac{1}{k_{г.э}} + \frac{1}{k_{г.т}} + \frac{1}{k_{г.о}} - 2}.$$

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.

12.6. Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия

12.6.1. Общие сведения

Комплексы непрерывного действия (табл. 12.9) образуют непрерывные грузопотоки и 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 (см. табл. 12.1). Технологическая схема представлена, как правило, двумя последова-

Таблица 12.9.
Объемы горных пород, разрабатываемых комплексами непрерывного действия (1990 г, млн м³/год)

Отрасль, горные породы	Технологические схемы разработки комплексами	
	транспортно-отвальными	с конвейерным транспортом
Железорудные карьеры, горная масса	—	15,9
Марганцевые карьеры, горная масса	71,3	54,2
Карьеры огнеупорного сырья, вскрышные породы	6,8	—
Карьеры цветной металлургии, горная масса	—	9,7
Угольные разрезы, уголь	—	34,6*
вскрышные породы	25,9	9,8

* Уголь — млн т/год.

тельно соединенными элементами — экскаватор — отвалообразователь или экскаватор — транспортно-отвальный мост. Высокая эффективность разработки достигается за счет кратчайшего расстояния перемещения пород, непрерывности грузопотока, высокой надежности при разработке месторождений со спокойным залеганием горизонтальных пластов, мягкими покрывающими породами и благоприятном климате.

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 используются линии последовательно соединенных конвейеров и машины для перегрузки и отвалообразования. Выемка и погрузка производятся экскаваторами непрерывного действия или одноковшовыми экскаваторами с использованием бункеров для преобразования дискретного потока в непрерывный, а также дробилок для уменьшения крупности кусков. Технологические схемы представляют собой последовательное однолинейное соединение машин и установок или сходящиеся линии с общим магистральным участком.

12.6.2. Технологические схемы разработки транспортно-отвальными комплексами

Горнотехнические условия в странах СНГ определили возможность использования транспортно-отвальных мостов малых и средних размеров (табл. 12.10).

Таблица 12.10.
Характеристика типовых транспортно-отвальных мостов фирмы "Лауххаммер" (Германия)

Показатели	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 и 16660	25600

Таблица 12.11.
Характеристика схемы разработки комплексами с транспортно-отвальными мостами

Показатели	Бандуровский	Балаховский	Вербовский	Морозовский	Камыш-Бурунский	Формовочный
Эксплуатационная производительность (в плотном теле), $м^3/ч$	3400	3700	3300	3200	3300	1300
Общая длина моста, м	235	290	318	280	330	134
Высота отвалообразования, м	45	23	46	50	42	35
Конвейер:						
ширина ленты, мм	1400—1800	1600—2000	1600—2000	1400-1600	1800—2000	1200
скорость движения, м/с	5—4,3	6,5—4,35	4—3,7	1,2—3	3,8—2,4	4,2
Экскаваторы, работающие с мостом	DS-1000 $\frac{20}{23}$ D-600 $\frac{0}{23}$	D-1200 $\frac{16}{0}$ D-1500 $\frac{0}{21}$	DS-1500 $\frac{27}{27}$ D-1500 $\frac{0}{27}$	DS-1500 $\frac{26}{27}$ D-1000 $\frac{20}{23}$	D-850 $\frac{0}{27}$	ЭРГ-400

Впервые транспортно-отвальный мост с пролетом и отвальной консолью соответственно 125 и 25 м, производительностью 400 $м^3/ч$ был использован на разрезе Плеса (Германия, 1923 г.). Затем фирмой "Лауххаммер" было построено 26 мостов по индивидуальным проектам, а с 50-х годов создавались мосты трех типов (табл. 12.11).

На буроугольных карьерах Германии в 80-х годах комплексами с транспортно-отвальными мостами разрабатывалось более 50 % вскрышных пород.

На одном из крупнейших карьеров Нохтен разрабатываемая мощность вскрышных пород достигла 60 м при производительности 118,5 млн $м^3$/год, что обеспечило годовую добычу угля в размере 30 млн т. Мост типа Ф-60 эксплуатировался с тремя полноповоротными цепными экскаваторами с черпаками вместимостью 3150 л.

Применение мостов целесообразно для разработки месторождений с большими запасами и периодом их отработки, соизмеримым со сроком службы моста.

С 60-х годов на карьерах Украины и России применяются более мобильные транспортно-отвальные комплексы с консольными отвалообразователями, обладающими рядом эксплуатационных преимуществ:

лучшей адаптацией к изменяющимся условиям горнотехнической обстановки благодаря гусеничному или шагающерельсовому ходовому устройству и поворотности отвальной консоли;

отсутствием постоянных рельсовых путей;

лучшей маневренностью при наличии технологически гибкого соединения экскаватора и отвалообразователя;

высокими надежностью и использованием во времени из-за малого числа включенных в комплекс элементов;

повышением безопасности ведения работ путем расположения отвалообразователя на наиболее устойчивом основании (кровля или почва пласта, предотвал).

На карьере Грушевский Никопольского марганцевого бассейна (Украина) с 60-х годов применяется мощный отвалообразователь с вылетом консоли 180 м, а с 1971 г. там же, на карьере Северный — комплекс с отвалообразователем производительностью 6600 $м^3/ч$ и с вылетом консоли 150 м.

На разрезе Назаровский в Красноярском крае эксплуатируется отвалообразователь с консолью длиной 195 м производительностью 8800 $м^3/ч$ (рис. 12.10). В це-

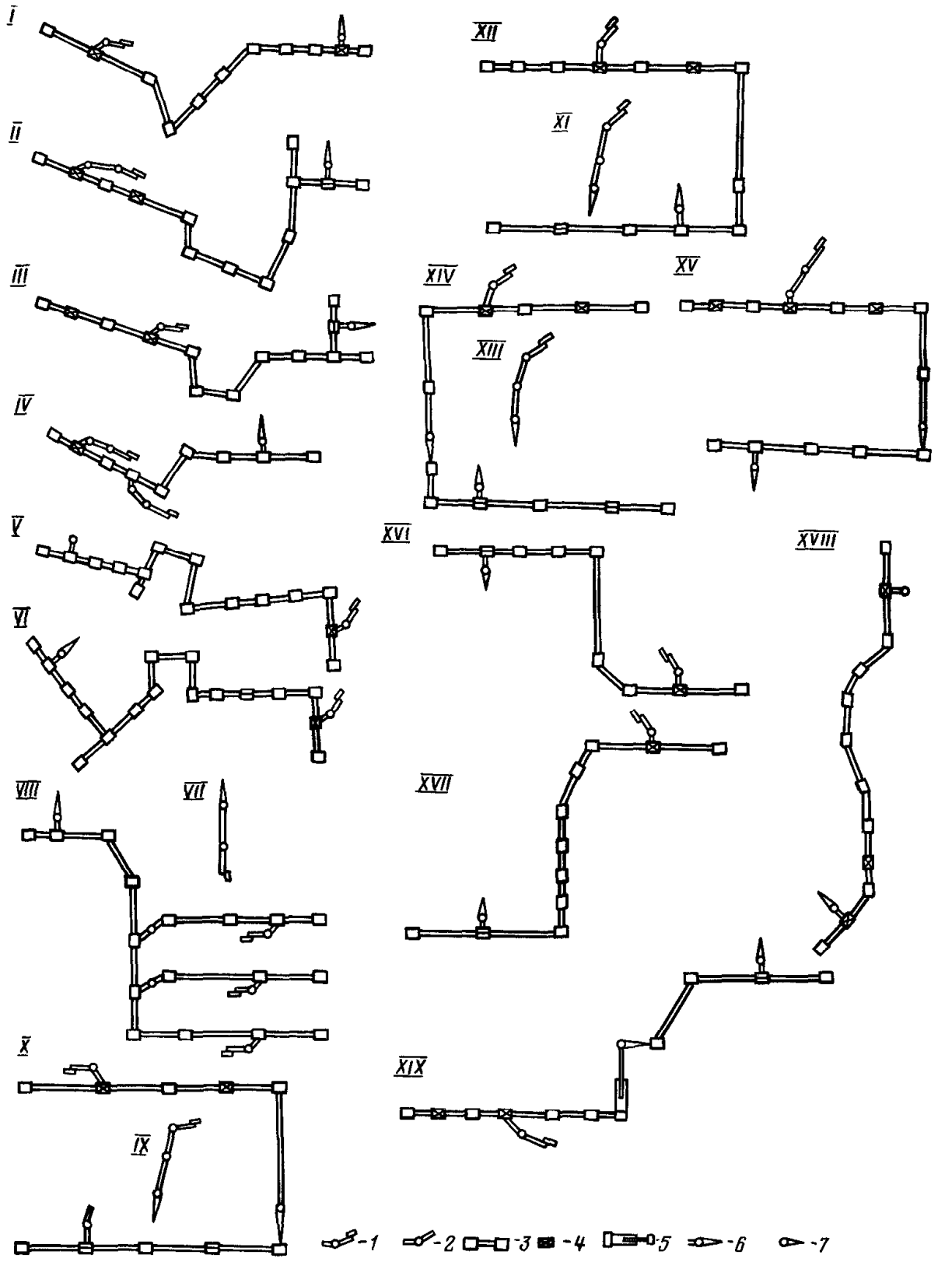


Рис. 12.10. Структурный вид технологических схем с конвейерным транспортом и консольными отвалообразователями:

1 — роторный экскаватор; *2* — перегружатель; *3* — ленточный конвейер; *4* — самоходный бункер; *5* — телескопический конвейер; *6* — отвалообразователь; *7* — компенсатор высоты

лом здесь используются параллельно несколько технологических схем отработки вскрышной толщи. Уступ мощностью до 20 м отрабатывается с помощью транспортно-отвального комплекса, а вскрышная толща мощностью до 10 м в кровле пласта — с применением драглайнов ЭШ15.90.

Расчет мощности вскрыши, отрабатываемой транспортно-отвальным мостом или консольным отвалообразователем, производится по аналогии с расчетом простой бестранспортной схемы (перевалка драглайном) из условия согласования объемов вскрыши и пород во внутреннем отвале.

Годовая производительность транспортно-отвальных комплексов определяется 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 значения $Q_{см}$,

$$Q_г = \frac{Q_{см} n (T - t_{р\,м})(T_г - t_{р\,г}) k_{гк}}{1 + T_{вр}/T_{зах}},$$

где $T_{вр}$ — время, затрачиваемое на врезку в новую заходку; $T_{зах}$ — время, затрачиваемое на отработку породы в объеме $V_{зах}$, $T_{зах} = V_{зах}/Q_{см}$.

Коэффициент готовности комплекса с последовательной структурой при числе машин n и коэффициенте готовности каждой машины $k_{гi}$ определяется по формуле

$$k_{г\,к} = \frac{1}{1 - n + \sum_{1}^{n} \frac{1}{k_{гi}}}.$$

Коэффициент готовности транспортно-отвальных комплексов составляет 0,8—0,85.

12.6.3. Технологические схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом

Схемы с конвейерным транспортом применяются при перемещении вскрышных пород во внутренние и внешние отвалы, а также для перемещения полезного ископаемого.

Технологические параметры некоторых схем и их структурный вид приведены в табл. 12.12 и на рис. 12.10.

Эффективность комплексов машин с непрерывными потоками повышается с ростом их производительности. Схемы с конвейерным транспортом применяются на мощных разрезах Восточный (Экибастузское месторождение, Казахстан), Березовский, Ачинский участок угольного разреза Назаровский (Красноярскуголь) (рис. 12.11).

Технологические схемы разработки одноковшовыми экскаваторами с конвейерным транспортом применяются на добычных работах угольных разрезов Урала с 50-х годов. На разрезе Коркинский, глубина которого к началу 90-х годов достигла 450 м, используются две разветвляющиеся по угольным забоям конвейерные линии, при погрузке двумятремя экскаваторами ЭКГ-4,6 производительность каждой из них составила 3 млн т/год угля. Дискретность потока горной массы, создаваемого одноковшовым экскаватором, выравнивается при погрузке в бункер вместимостью, равной двум-четырем вместимостям ковша экскаватора. В некоторых случаях бункера оснащаются механическими питателями и грохотами.

При разработке полускальных и скальных пород погрузка экскаватором производится в самоходные дробильные агрегаты различной конструкции с целью уменьшения крупности кусков породы. Для уменьшения числа передвижек забойного конвейера, а также предохранения его при взрывных работах между дробильным агрегатом и конвейером предусматривается самоходный перегружатель.

Параметры технологических схем с самоходными дробильными агрегатами приведены в табл. 12.13.

Коэффициент готовности комплекса при схеме с последовательной однолинейной структурой определяется по формуле для $k_{г\,к}$ (см. разд. 12.6.2.).

Таблица 12.12.
Оборудование и параметры технологических схем с конвейерным транспортом

№ схемы на рис. 12.10	Карьер, комплекс	Эксплуатационная производительность в разрыхленной массе, м³/ч	Роторный экскаватор	Перегружатель, компенсатор высоты
Карьеры Курской магнитной аномалии				
I	Стойленский К-300 №3	700—1000	К-300	—
II	ГВК-1	6600—8000	KU-800	ПВП-6600
III	ГВК-2	6600—8000	KU-800	—
IV	Михайловский "Лауххаммер"	3700—4000	SchRs-500(2 шт)	—
V	"Михайловка-1"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
VI	"Михайловка-2"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
Карьеры Никопольского марганцевого бассейна				
VII	Грушевский Нижний комплекс	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	—
VIII	Верхний комплекс	2000—3000	ЭРГ-400 17/1,5	ПВП-6600
IX	Северный Нижний комплекс №4	6600—7200	SRs-2400 35/9	BRs-2250/60
X	Верхний комплекс №6	6600—7200	SRs-2400 35/9	ОШ-4500/90
XI	Шевченковский Нижний комплекс №1	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	ПГ-5000/60
XII	Верхний комплекс №2	3000—4500	ЭРГ-1600 40/10 31	ОШ-4500/90
XIII	Запорожский Нижний комплекс №3	3000—4500	SchRs-1500 24/6	ARs-5000/30+23
XIV	Верхний комплекс №5	5000	ЭРГ-1600 40/7 31	BRs-5000/(765 + 35)29
XV	Чкаловский №7	5000	ЭРШР-1600 40/7	ОШ-4500/90
Карьеры горно-химического сырья				
XVI	Яворовское ПО "Сера"	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
XVII	Подорожненский комплекс	6600—7200	SRs-2400 35/9	ПГ
Угольные разрезы				
XVIII	Днепровский буроугольный бассейн "Морозовский" комплекс	5000	ЭРШР-1600 40/7	ПМК-5000
XIX	Экибастузский бассейн "Восточный" угольный комплекс	5500	SRs(K)-2000	BRs(K)-2000/65; ARs(K)-5000/95

Продолжение табл. 12.12

№ схемы на рис. 12.10	Длина конвейерной линии, км	Отвалообразователь	Масса оборудования, т	Обслуживающий персонал, чел.
	Карьеры Курской магнитной аномалии			
I	4,0	ZP-1500	2450	64
II	7,65	ZP-1500	9900	112
III	4,9	ZP-5500	9400	101
IV	4,2	ARs-4000	4500	123
V	7,9	A_2RsB-8800/110	16900	189
VI	10,1	A_2RsB-8800/110	15440	229
	Карьеры Никопольского марганцевого бассейна			
VII	—	ОШР-4500/180	5670	55
VIII	5,45	ОШ-4500/90	6360	87
IX	—	A_2RsB-8000/150	8747	86
X	4,0	A_2RsB-8800/110	12525	146
XI	—	A_2RsB-8860/110	5670	55
XII	4,0	ОШ-4500/90	9280	208
XIII	—	ОШР-4500/180	5670	61
XIV	4,6	ARs-5000/60+30	7420	177
XV	4,5	ОШР-5000/95	10300	160
	Карьеры горно-химического сырья			
XVI	5,0	A_2RsB-8800/110	12500	124
XVII	5,7	A_2RsB-8800/110	12400	130
	Угольные разрезы			
XVIII	5,0	ОШР-$\frac{5000}{95}$	9965	150
XIX	2,5—3,0	Усреднительно-погрузочный комплекс	—	—

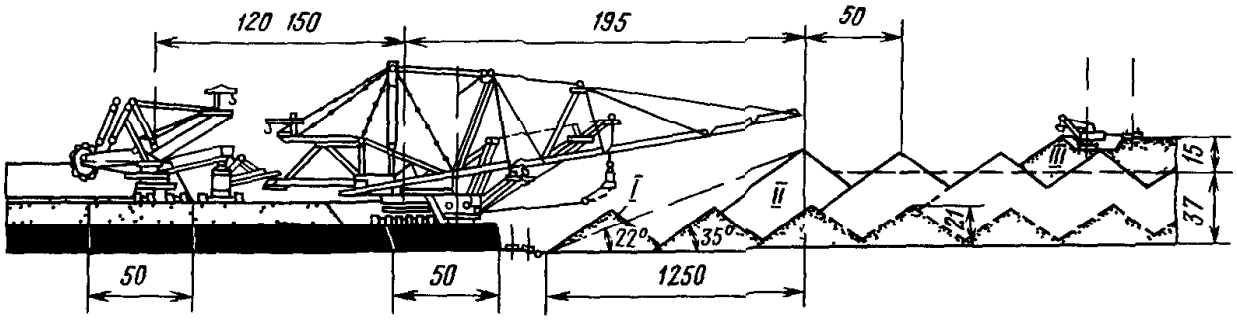


Рис. 12.11. Технологическая схема разработки угольного разреза Назаровский

Годовая 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 определяется в следующем порядке:

определяются мощность грузопотока каждой ветви по машине с наименьшей производительностью Q_j и коэффициент готовности машин в ветви как для последовательно соединенных элементов $k_{гj}$;

определяется аналогично коэффициент готовности машин в объединенной ветви $k_{го}$;

определяется коэффициент готовности для каждой пары — j-я сходящаяся ветвь и объединенная ветвь —

$$k_{г.кj} = \frac{1}{\frac{1}{k_{гj}} + \frac{1}{k_{г.к}} - 1}.$$

Производительность комплекса машин равна сумме грузопотоков всех ветвей с учетом $k_{г.кj}$

$$Q_г = \sum_{1}^{m} Q_j k_{г.кj}.$$

Таблица 12.13

Оборудование технологических схем разработки одноковшовыми экскаваторами с конвейерным транспортом

Предприятие, карьер	Экскаватор	Дробильный агрегат	Транспорт	Пункт приема породы	Годовая производительность, млн т/год
Центральный ГОК Карьер N°1 (порода)	ЭКГ-8И	ДПА-2000	Конвейерный (B = 2000 мм)	Отвал, ОШС-2000/60	Н д
Тургоякское рудоуправление (известняк)	ЭКГ-5А	СДА-1000 на базе дробилки ДРК-20×16 (СМД-87) с узлом предварительного грохочения	Конвейерный (B = 1200 мм)	Бункер дробильно-сортировочной фабрики	1,98
ПО "Глуховцы-каолин" Глуховский карьер (каолин-сырец)	Экскаватор типа "прямая лопата"	Самоходная дробильно-перегрузочная машина СДПМ	Конвейерный (B = 1200 мм)	Бункер фабрики	Н д

В зависимости от структуры технологической схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом, числа машин и их надежности значения $k_{г.к}$ колеблются в широких пределах — от 0,65 до 0,85.

12.7. Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом

12.7.1. Общие сведения

Последовательное использование двух или нескольких видов транспорта с промежуточной перегрузкой горных пород направлено на создание условий наиболее эффективной эксплуатации каждого из них.

Широкое распространение имеют сочетания автомобильно-железнодорожного (отечественный опыт) и автомобильно-конвейерного (отечественный и зарубежный опыт) видов транспорта, при которых автомобильный транспорт используется в качестве забойного, а железнодорожный и конвейерный — в качестве подъемного и магистрального.

Основными факторами, определяющими использование комплексов с комбинированным транспортом, являются глубина карьера и дальность перемещения горных пород, мощность грузопотоков, размеры и конфигурация рабочей зоны карьера, однородность качества полезного ископаемого, надежность оборудования.

Эффективность применения комплексов с комбинированным транспортом достигается за счет увеличения стационарности трасс (железнодорожный и конвейерный транспорт), сокращения дальности транспортирования (автомобильный транспорт), увеличения скорости понижения горных работ. 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.

Изменение затрат *З* от глубины карьера *Н* при использовании технологических схем разработки комплексами с комбинированным транспортом приведено на графике рис. 12.12. Практически задача решается методом динамического программирования с учетом как текущих, так и единовременных затрат на перестройку транспортной схемы и перенос перегрузочного пункта.

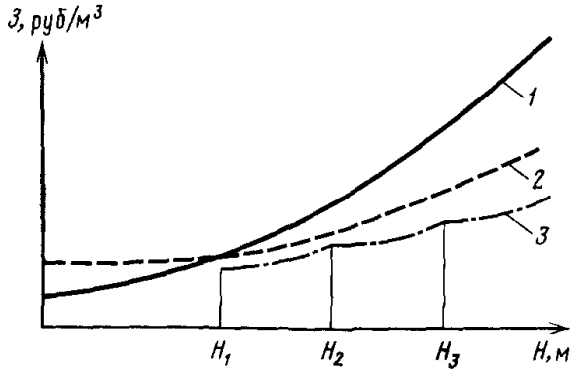


Рис. 12.12. График зависимости удельных затрат *З* от глубины карьера *Н* при разработке горных пород по технологическим схемам с использованием автомобильного *1*, железнодорожного *2*, комбинированного *3* видов транспорта

12.7.2. 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

Таблица 12.14.
Относительный показатель глубины ввода железнодорожного транспорта

Карьер	Глубина карьера по замкнутому контуру $H_к$, м	$k_{г в}$, %	Примечание
Михайловский	180	70	Расположение съездов по одному борту
Лебединский	265	45	Расположение съездов на нескольких бортах
Сарбайский	315	87,5	То же
Коршуновский	135	50	"

пункт с аккумулирующим складом создает независимость в работе 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 $k_{г в} = 100h_{п п}/H_к$ (табл. 12.14).

По мере развития горных работ перегрузочные пункты перемещаются на более глубокие горизонты, так чтобы дальность перемещения автотранспортом не превышала 1,2—1,5 км. Технологические схемы используются при разработке вскрышных пород и руд. В последнем случае склад выполняет усреднительные и подшихтовочные функции; коэффициент усреднения при использовании склада 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.

Практика применения технологических схем с автомобильно-железнодорожными комплексами на железорудных карьерах показывает, что годовая производительность экскаваторов на перегрузочных пунктах на 1 м^3 вместимости ковша в 1,4 раза выше, чем в забоях.

При большой мощности грузопотоков организуются склады с двусторонней погрузкой экскаваторами в средства железнодорожного транспорта.

Длина площадки, необходимой для размещения перегрузочного пункта,

$$L_{п п} = 2L_п + L_{ск} + L_{ст},$$

где $L_п$, $L_{ск}$ и $L_{ст}$ — длина соответственно поезда, склада и стрелочной горловины.

Неотгружаемая часть породы на складе — "пассивный объем $b_п$" — определяется параметрами автосамосвала,

$$b_п = 2(b_д + R + L_м) + b_{пр},$$

где $b_д$, R, $L_м$, $b_{пр}$ — соответственно ширина проезжей части дороги, радиус поворота автосамосвала, длина автосамосвала, ширина предохранительной бермы.

Ширина отгружаемой части склада $b_а$ определяется радиусом черпания экскаватора на уровне его стояния. Ширина склада при двусторонней погрузке

$$B = b_п + 2b_а + 2H\mathrm{ctg}\alpha_р,$$

где H — высота склада, обычно $H = 7 \div 10$ м; $\alpha_р$ — угол откоса, градус.

Ширина площадки для размещения склада должна составлять 70—120 м. Объем склада равен 10—15-суточному расходу грузопотока и колеблется от 100 до 500 тыс. м^3.

С целью уменьшения ширины площадок уступов, а также исключения экскаваторов на перегрузке создаются перегрузочные пункты с бункерами различной конструкции. При вместимости бункера, равной вместимости думпкаров локомотивосостава, создается жесткая связь во

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 один от другого благодаря наличию аккумулирующего склада горной породы.

Годовая производительность определяется для автомобильной подсистемы с n параллельно работающими на один перегрузочный пункт экскаваторно-автомобильными комплексами $Q_a = \sum_{1}^{n} Q_{a.k_i}$ и для железнодорожной подсистемы — $Q_ж$; годовая производительность системы равна наименьшему из двух значений Q_a и $Q_ж$.

12.7.3. 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. Применение технологических схем с такими комплексами сокращает дальность транспортирования автотранспортом, упрощает транспортную схему, сокращает дальность транспортирования горной массы в пределах карьера за счет угла наклона конвейерной трассы 12—16°.

Перегрузочные пункты имеют приемные бункера, питатели для выравнивания грузопотока, дробилки для разрушения породы до крупности кусков, как правило, не превышающей 500 мм.

При разработке пород I и II категорий по трещиноватости дробилки не используются, так как более 90 % кусков менее 400 мм выделяется на грохотах.

Конвейерные линии сооружаются на борту карьера, если борт находится в конечном или полустационарном положении, 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.

Технологические схемы с автомобильно-конвейерным и железнодорожно-конвейерным комплексами нашли широкое применение на рудных карьерах, где годовая мощность грузопотоков составляет (млн т):

Автомобильно-конвейерный транспорт	
Оленегорский ГОК	
Руда	9,1
Стойленский ГОК	
Руда	10,9
Вскрыша скальная	3,7
Ковдорский ГОК	
Руда	14,2
Ингулецкий ГОК	
Руда	33,0
Ново-Криворожский ГОК	
Горная масса	28,1
Северный ГОК	
Руда	15,9
Вскрыша скальная	7,2
Центральный ГОК	
Горная масса	17,0
Полтавский ГОК	
Руда	12,7
Железнодорожно-конвейерный транспорт	
Южный ГОК	
Руда	24,6

Таблица 12.15.
Машины и устройства комплексов с автомобильно-конвейерным транспортом

Предприятие, карьер Вид горной породы	Экскаватор	Оборудование автомобильного транспорта	Оборудование перегрузочного пункта	Ленточный конвейер, ширина ленты, мм
Эксплуатируемые схемы				
Оленегорский ГОК Оленегорский карьер Руда	ЭКГ-4,6 ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191 HD-1200	ШДП-15×21 (две дробилки)	1600
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191 HD-1200	ШПД-15×21 (три дробилки)	1600
Ингулецкий ГОК Комплекс "Восточный" Руда	ЭКГ-5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ККД-1500/220	2000
Комплекс "Западный" Руда	ЭКГ-5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ККД-1500/180	2000
Северный ГОК Анновский карьер Руда	ЭКГ-8И	HD-1200	ККД-1500/180	2000
Анновский карьер Порода	ЭКГ-8И	HD-1200	КВКД-1500/180	2000
Центральный ГОК Карьер N°1 Руда, порода	ЭКГ-8И	HD-1200	ККД-1500/180	2000
Южный ГОК Железная руда	ЭКГ-5 ЭКГ-8И	Железнодорожный ЕЛ-1, ЕЛ-21, ПЭ-2М	ККД-1500/180	2000
Полтавский ГОК Железная руда	ЭКГ-8И	Железнодорожный ЕЛ-1, ЕЛ-21, ПЭ-2М	ККД-1500/180	2000
Стойленский ГОК Руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549	ККД-1500/180 (две дробилки)	2000
Навоинский ГМК Карьер Мурунтау Порода, забалансовые руды	ЭКГ-8И ЭКГ-12,5	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	КВКД-1200 4 перегрузочных пункта 4 дробилки 4 грохота Один перегрузочный пункт	2000

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер Вид горной породы	Вид перегрузки на борту карьера	Пункт приема руды или вскрышных пород	Проектная производительность, млн т/год
Эксплуатируемые схемы			
Оленегорский ГОК Оленегорский карьер Руда	Конвейер — конвейер и конвейер — эстакадный склад	**ОФ**	13,5
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Руда	Конвейер — конвейер	Промежуточный склад перед ОФ	16,5
Ингулецкий ГОК Комплекс "Восточный" Руда	То же	ОФ или эстакадный склад	18,0
Комплекс "Западный" Руда	"	То же	18,0
Северный ГОК Анновский карьер Руда	"	**ОФ**	18
Анновский карьер Порода	"	Отвал	18
Центральный ГОК Карьер №1 Руда, порода	"	"	16
Южный ГОК Железная руда	"	"	20
Полтавский ГОК Железная руда	"	"	16
Стойленский ГОК Руда	Конвейер — ж -д состав и эстакадный склад	Эстакадный склад на борту с погрузкой в ж -д транспорт	Н д
Навоиский ГМК Карьер Мурунтау Порода, забалансовые руды	Конвейер — конвейер	Два отвалообразователя ОШС4000/125	25,6

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер Вид горной породы	Экскаватор	Оборудование автомобильного транспорта	Оборудование перегрузочного пункта	Ленточный конвейер, ширина ленты, мм
Проектные схемы				
Удачнинский ГОК Карьер трубки "Удачная" Порода	ЭКГ-12,5	БелАЗ-75191	Мобильная дробильно-перегрузочная установка МДПУ-2500 с роторной дробилкой, две установки	2000
Ковдорский ГОК Карьер "Железиный" Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600 на базе дробилки ШДП-15×21, четыре комплекса	2000
АО Апатит Коашвинский карьер Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-2000 на базе дробилки ККД-1500/180, два комплекса	2000
Апатит-нелефиновая руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600, два комплекса	1600
Концерн Кузбассразрезуголь, разрез Бачатский Порода	ЭКГ-12,5	БелАЗ-75191	ШДП-21×25, четыре дробилки	2000
Качарский ГОК Железная руда	ЭКГ-8И	БелАЗ-549 БелАЗ-75191	ПДПК-600, два комплекса	1600
Порода	ЭКГ-8И	БелАЗ-75191	ПДПК-600, три комплекса	2000

Продолжение табл. 12.15

Предприятие, карьер	Вид перегрузки на борту карьера	Пункт приема руды или вскрышных пород	Проектная производительность, млн т/год
Проектные схемы			
Удачнинский ГОК Карьер трубки "Удачная" Порода	—	Отвал, ОШС 5000/125	31,25
Ковдорский ГОК Карьер "Железный" Порода	—	Отвал, перегружатель	16,5
АО Апатит Коашвинский карьер Порода	—	Отвал, ОШС 4000/125	26,0
Апатит-нелефиновая руда	Перегрузочный пункт, перегружатель в думпкары	АНОФ, ж д транспорт	11,5
Концерн Кузбассразрезуголь, разрез Бачатский	—	Отвал, два ОШС 4000/125	75,0
Качарский ГОК Железная руда	Перегрузочный пункт, рудный склад, ж д транспорт	ОФ	Н д
Порода	Перегрузочный пункт, ж д транспорт на отвал	Отвал, ЭКГ-12,5	Н д

Таблица 12.16.
Основные показатели работы комплекса на карьере Мурунтау

Показатели	Линия I	Линия II
Календарное время, ч	8640	8640
Время работы, ч:		
в том числе под нагрузкой	3730	3378
без нагрузки	924	106
Время запуска, ч	41	10
Технологические простои, ч	1940	1256
Время устранения отказов, ч	534	625
Плановое обслуживание, ч	1151	2455
Простои по организационным причинам, ч	316	209
Коэффициент готовности	0,92	0,88
Коэффициент технического использования	0,8	0,6
Объем перемещенной горной массы, млн $м^3$	7,37	6,32
Эксплуатационная производительность, $м^3/ч$	1583	1548

Параметры и оборудование технологических схем с автомобильно-конвейерным транспортом приведены в табл. 12.15.

При сравнительно небольших размерах бункеров приемных пунктов в схемах (100—200 $м^3$) достижение проектной производительности конвейерных установок ограничивается неравномерностью работы экскаваторно-автомобильной подсистемы (см. табл. 12.6), особенно при разработке сложноструктурных залежей.

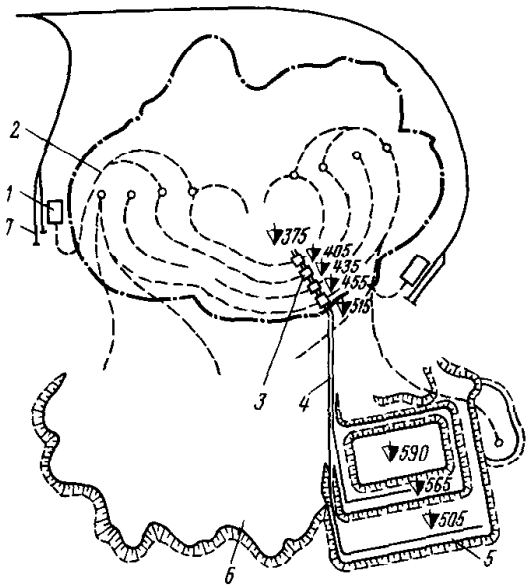


Рис. 12.13. Технологические схемы с автомобильным и с комбинированным автомобильно-железнодорожным и автомобильно-конвейерным транспортом карьера Мурунтау:
1 — перегрузочный пункт с автомобильного на железнодорожный транспорт; *2* — автомобильные дороги; *3* — перегрузочный пункт с автомобильного на конвейерный транспорт; *4* — конвейерная линия; *5* — конвейерный отвал; *6* — автоотвал; *7* — железнодорожный путь

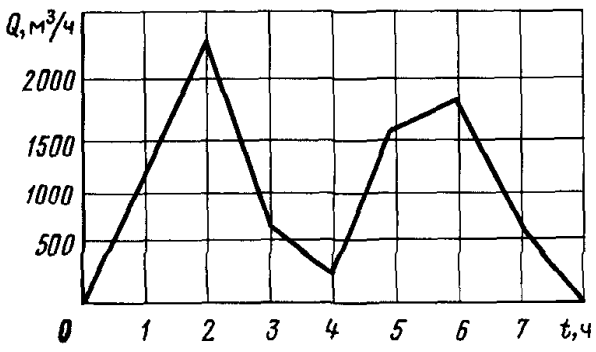


Рис. 12.14. Динамика производительности Q ($м^3/ч$) перегрузочных пунктов в течение смены t (ч)

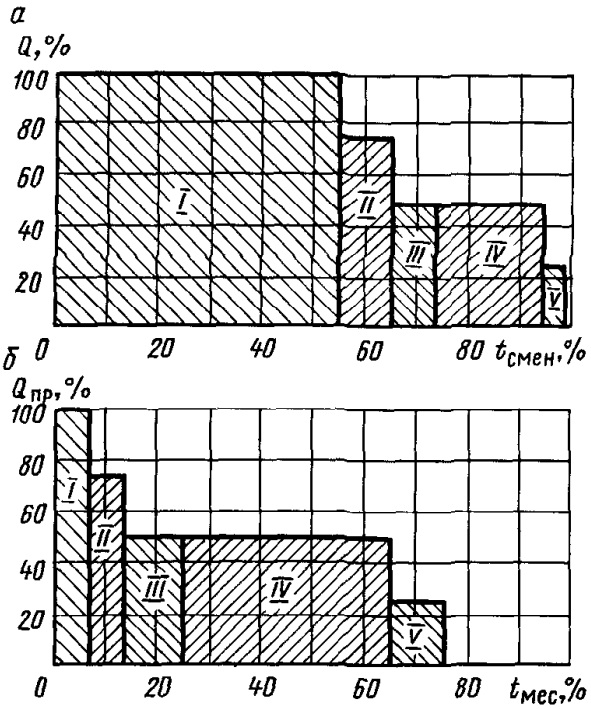


Рис. 12.15. Гистограмма календарного времени по действующим элементам технологической схемы, в числе которых четыре перегрузочных пункта (П) и две конвейерные линии (Л), в течение смены (*а*) и месяца (*б*):
I — 2Л и 4П; *II* — 2Л и 3П; *III* — 2Л и 2П; *IV* — 1Л и 2П; *V* — 1Л и 1П

Например, на карьере Мурунтау (рис. 12.13) проектная производительность конвейерной линии — 12,8 млн $м^3$/год, комплекса из двух параллельных линий — 25,6 млн $м^3$/год, фактическая же производительность комплекса составляет 12—14 млн $м^3$ (табл. 12.16), динамика загрузки перегрузочного пункта и баланс календарного времени показаны на рис. 12.14 и 12.15.

Главной причиной снижения производительности является отсутствие достаточной (1,5—2 ч работы конвейеров) аккумулирующей емкости между автомобильным и конвейерным видами транспорта (25 % простоев).

С целью загрузки конвейерного звена одна конвейерная линия выделена для перемещения породы и укладки ее в нижний ярус отвала, вторая — для перемещения забалансовых руд с укладкой их на верхний ярус.

Показатели надежности конвейерного звена Ингулецкого ГОКа приведены в табл. 12.17.

С созданием передвижных дробильно-перегрузочных комплексов (ПДПК) в модульном исполнении существенно сокращаются время и затраты на их перенос.

Применение в карьере нескольких ПДПК позволяет рассредоточить грузопотоки автомобильного транспорта на несколько концентрационных горизонтов. Перестановка ПДПК на новый концентрационный горизонт производится с помощью карьерных автосамосвалов или

Таблица 12.17.

Показатели надежности конвейерного звена Ингулецкого ГОКа

Показатели	Элемент технологической цепи		
	конвейерная линия	дробилка	перегрузочный пункт между конвейерами
Коэффициент готовности	0,95	0,97	0,99
Наработка на отказ, ч	6,15	23,4	64,6
Продолжительность восстановления, мин	20,2	32,0	23,5

специальных гусеничных тележек в течение одной-двух недель, включая и демонтаж, что повышает мобильность технологической схемы и возможность приблизить перегрузочные пункты к забоям. Перестановка ПДПК может осуществляться с помощью гусеничных транспортеров грузоподъемностью 1000 т.

Зарубежный опыт применения схем с комбинированным транспортом на рудных карьерах за последние 10 лет, а также конструкторские и проектные разработки показывают, что при разработке железо-, меднорудных, фосфатных, угольных месторождений, а также на многих карьерах нерудных полезных ископаемых в ряде стран (США, Канада, Австралия, ЮАР, Чили, Югославия и др.) получили распространение схемы с самоходными дробильными агрегатами (СДА) и передвижными дробильно-перегрузочными комплексами (ПДПК), представленными в модульном исполнении, что повышает гибкость и мобильность технологической схемы.

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.

Список литературы

1. Виницкий К. Е. Оптимизация технологических процессов на открытых разработках. — М.: Недра, 1976.

2. Виницкий К. Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. — М.: Недра, 1984.

3. Под ред. М. И. Щадова. Развитие техники и технологии открытой угледобычи. — М.: Недра, 1987.

4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть I, часть II. — М.: Недра, 1985.

5. Медников Н. Н. Моделирование процессов и технологии открытых горных разработок. — М.: МГИ, 1987.

6. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. — М.: Недра, 1982.

7. Горовой А. И. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия. — М.: Недра, 1982.

13

Комбинированная разработка месторождений полезных ископаемых

Комбинированная открыто-подземная разработка месторождений применяется для повышения эффективности их освоения путем использования технологических преимуществ как открытого, так и подземного способа. В мировой практике известны примеры комбинированной разработки рудных месторождений в США, Канаде и Австрии. В рамках б. СССР комбинированная разработка применяется при эксплуатации 41 месторождения, главным образом железорудных и руд цветных металлов.

Степень технологической взаимосвязи открытых и подземных работ (рис. 13.1) и характер ее воздействия на технико-экономические показатели приводятся в классификации комбинированной разработки месторождений (табл. 13.1). В качестве классификационного признака принята степень совмещения открытых и подземных работ во времени и пространстве, что делает сопоставимой оценку эффективности технологических схем двух способов разработки.

При одновременной разработке (группа I) выделяются наиболее благоприятные зоны месторождения для открытого и подземного способов. Преимущества комбинированной разработки здесь обусловливаются:

сокращением периода строительства и увеличением проектной мощности;

уменьшением периода окупаемости капитальных вложений;

возможностью использования транспорта карьера для перемещения руды из подземных выработок и, наоборот, возможностью использования системы подземных выработок рудника для перемещения руды и вскрышных пород;

возможностью использования выработанного пространства рудника для складирования вскрышных пород при совмещении горных работ в вертикальной и горизонтальных плоскостях, также использования зоны обрушения рудника для отвалообразования при совмещении в горизонтальной плоскости;

созданием единой системы дренажных выработок.

При совмещении во времени открытых и подземных работ (группа II) частично или полностью сохраняются перечисленные факторы. Совмещение способов разработки в вертикальной плоскости было осуществлено при эксплуатации месторождений: Медвежий ручей и Угольный ручей, Алтын-Топканское, Зыряновское (полиметаллы), Никитовское (ртуть), Расвумчорр-Цирк (апатиты) и др.; совмещение в горизонтальной плоскости было осуществлено на Северо-Шиханском, Высокогорском и Западно-Каражальском железорудных месторождениях, Тишинском полиметаллическом месторождении и др.

Последовательная открытая, а затем и подземная разработка или подземная с последующим переходом на открытую (группа III) обеспечивают полноту извлечения полезных ископаемых.

Последовательная разработка с переходом от открытого к подземному способу осуществлялась на Таштагольском, Абаканском, Лебяжинском и других, а с пере-

Таблица 13.1.
Классификация комбинированной разработки месторождений (по В.А. Щелканову)

Совмещение открытых и подземных горных работ		Использование технических возможностей	Степень технологической взаимосвязи открытых и подземных работ и характер их взаимодействия на технико-экономические показатели	
во времени	в пространстве		технологическая взаимосвязь	характер воздействия технологических особенностей
С полным совмещением (одновременная разработка)	С совмещением в вертикальной плоскости	Полное	Тесная — с совместным решением вопросов вскрытия и отработки карьерного и шахтного полей	Благоприятный
	С совмещением в горизонтальной плоскости	Среднее		
С частичным совмещением (последовательно-параллельная разработка)	С частичным совмещением в вертикальной и горизонтальной плоскостях	Слабое	Средняя — с частичным совмещением схем вскрытия и разработки карьерного и шахтного полей	Неблагоприятный
Без совмещения (последовательная разработка)		Отсутствует	Слабая — вскрытие и разработка карьерного и шахтного полей осуществляются по независимым схемам	Нейтральный

ходом от подземного к открытому — на Блявинском и Златоуст-Беловском меднорудных, Хайдарканском (ртуть) и других железорудных месторождениях.

На Коркинском разрезе одновременно велись открытые и подземные горные работы, а затем открытые работы в ранее подработанной толще. Ангренское угольное месторождение в Узбекистане отрабатывается в основном открытым способом и в небольшом объеме — подземным.

Совместное вскрытие шахтных и карьерных полей осуществляется обычно с использованием бортов карьера и его вскрывающих выработок, вертикальных и наклонных стволов, штолен для конвейерного, автомобильного или железнодорожного транспорта. Выбор варианта комбинированной отработки месторождений определяется прочностью вмещающих пород, взаимным расположением открытых и подземных выработок, а также производительностью предприятия. При выборе места заложения подземных вскрывающих выработок учитывается сейсмическое влияние массовых взрывов. Сейсмобезопасное расстояние при этом от места взрыва до подземных дренажных и транспортных выработок составляет примерно 100 м при массе заряда ВВ в одной ступени замедления не более 10 т, при уменьшении заряда ВВ минимальное расстояние может быть снижено до 30 м.

Ведение открытых горных работ непосредственно в зоне влияния подземных связано с выполнением комплекса мероприятий по обеспечению безопасных условий труда и, как правило, приводит к ухудшению технико-экономических показателей. При отработке карьером целиков по данным Блявинского рудника затраты увеличиваются до 30—50 %. Ведение открытых работ в активной зоне сдвижения требует постоянного наблюдения и ремонта дорог с увеличением затрат на эти работы по данным ЦГОКа на 10—15 %. Эксплуатация карьерных рельсовых путей и автомобильных дорог может произ-

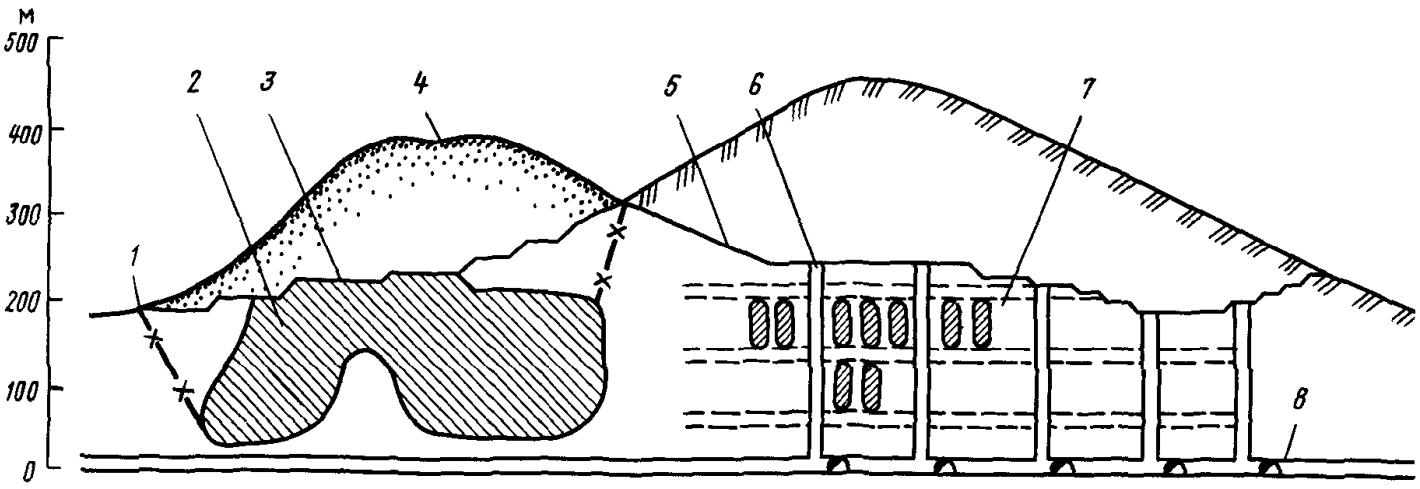


Рис. 13.1. Схема комбинированной разработки Алтын-Топканского месторождения:
1 — контур зоны обрушения; *2* — контур залежи, отработанной блоками с обрушением; *3* — контур отработанного карьера; *4* — Западный отвал; *5* — контур действующего карьера; *6* — рудоспуски; *7* — блоки, отработанные с закладкой; *8* — подземные транспортные выработки

водиться при вертикальных смещениях в массиве до 8—10 мм/сут и горизонтальных смещениях 5—6 мм/сут.

В связи с понижением горных работ и при достижении глубины 400—600 м комбинированная разработка может оказаться перспективной. На территории РФ можно выделить около 40 месторождений для эффективной совместной разработки. При погашении горных работ на угольных и рудных карьерах для доработки оставшихся запасов целесообразно использовать транспортные карьерные коммуникации.

Список литературы

1. Щелканов В.А. Комбинированная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1974.

2. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке. — М.: Недра, 1981.

3. Лось Н.Н. Научные основы комбинированной разработки угольных месторождений Севера. Новосибирск. — Наука, 1991.

14
ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

14.1. Требования к системам дренажа

При проектировании дренажа карьерного поля необходимо учитывать следующие принципиальные положения:

1. Система дренажа должна обеспечивать нормальные условия работы горнотранспортного оборудования, устойчивость откосов бортов и уступов, а также (в некоторых случаях) уменьшение влажности полезного ископаемого;

2. Должны быть обоснованы необходимость и целесообразность дренирования каждого водоносного горизонта и намечены пределы необходимого осушения. Для решения поставленных задач иногда целесообразнее отказаться от глубинного дренажа и изменить порядок отработки уступов, уменьшить угол наклона борта, пригрузить откос фильтрующим материалом и т.д.;

3. 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 горнотехнических условий. Оптимальная система дренажа карьерного поля должна выбираться из нескольких сопоставляемых систем на основании экономического расчета;

4. Для месторождений со сложными гидрогеологическими условиями должна обеспечиваться *взаимная* увязка горной и дренажной частей проекта, иногда дренаж не может обеспечить нормальных условий вскрытия и эксплуатации при выбранном способе ведения горных работ;

5. Все рассматриваемые системы дренажа должны базироваться на достаточно надежных результатах разведочных работ;

6. Каждая рассматриваемая система дренажа должна подкрепляться фильтрационным расчетом;

7. По данным наблюдений за осушением карьера на первых этапах должны вноситься коррективы в первоначально запроектированную систему;

8. Система дренажа должна быть увязана с требованиями водоснабжения и охраны гидросферы в прилегающем к карьеру регионе.

14.2. Типизация месторождений по условиям дренажа

В целях типизации по условиям дренажа месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые открытым способом, могут быть разделены на три группы.

К группе А относятся месторождения, сложенные главным образом слабыми глинистыми и несвязными породами, устойчивость которых в откосах во многом обусловлена влиянием подземным вод (в том числе месторождения, горно-геологические условия которых определяются в основном перекрывающими, а не вмещающими полезное ископаемое породами). К группе Б относятся месторождения, сложенные преимущественно трещиноватыми, достаточно хорошо фильтрующими и водоустойчивыми породами. Месторождения, в сложении которых примерно в

одинаковой степени участвуют породы, характерные для групп А и Б, включены в группу В.

В зависимости от условий залегания пород месторождения группы А разделяются на два типа: А1 — сложенные горизонтально залегающими слоями пород; А2 — сложенные наклонно залегающими слоями пород.

14.3. Влияние техники дренажа на выбор системы осушения

Дренаж карьеров осуществляется с помощью систем водопонижающих скважин, оборудованных глубинными насосами; подземных систем — дренажных штреков с фильтрами и колодцами; самоизливающих и поглощающих скважин; иглофильтровых установок; прибортового дренажа; дренажных зумпфов, траншей, канав (в том числе закрытых) и т.п. Каждое из перечисленных средств дренажа наряду с определенными преимуществами имеет те или иные технико-экономические недостатки, которые ограничивают сферу его применения в конкретных гидрогеологических и горнотехнических условиях.

Преимущества систем водопонижающих скважин (оборудованных погружными насосами) сводятся к следующему: их сооружение не требует больших капитальных затрат и отличается технической простотой; скважины могут быть введены в действие сравнительно быстро; они позволяют оперативно реагировать на изменение условий дренирования месторождения.

Вместе с тем системы водопонижающих скважин имеют недостатки: малую эффективность при использовании в сравнительно слабопроницаемых породах (при коэффициентах фильтрации k менее 5 м/сут в несвязных породах и менее 1 м/сут в трещиноватых); необходимость откачки поступающих в карьер вод самостоятельными средствами; необходимость значительного обслуживающего персонала на содержание большого числа насосов, часто выходящих из строя, что затрудняет централизацию водоотвода и повышает расходы на эксплуатацию системы.

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÷5 м/сут); упрощение организации внутрикарьерного водоотлива и относительно низкую стоимость эксплуатации.

Недостатки подземных систем дренажа: проходка дренажных штреков в сложных гидрогеологических условиях сопряжена с большими техническими трудностями и требует предварительного снижения напоров, для чего проходится большое число специальных водопонижающих скважин; прорыв воды нередко приводит к выходу из строя всей системы дренажа на длительные сроки; продолжительность создания системы измеряется несколькими годами, поэтому в период строительства и на первых этапах эксплуатации карьера чаще всего используются системы водопонижающих скважин и средства открытого водоотлива; подземная система не позволяет быстро реагировать на те или иные изменения гидрогеологических условий карьерного поля.

Эффективность подземных систем дренажа может быть повышена повсеместным внедрением комплексной механизации проходки дренажных выработок и бурения из дренажных штреков горизонтальных, наклонных и восстающих скважин большой длины (до 100 м и более), усовершенствованием конструкции фильтрующей части сквозного или забивного фильтра, бурением сквозных фильтров без обсадки (в относительно устойчивых породах) и широким применением методов интенсификации процесса осушения. Однако в целом перспективы их использования при открытой разработке гораздо уже, чем водопонижающих скважин.

Самоизливающие скважины применяются для снятия напоров в подошве карьера и в прибортовой зоне, а также в почве

дренажной выработки. При сравнительно невысоких напорах самоизливающие скважины, пройденные в мелкозернистых и пылеватых породах, быстро выходят из строя вследствие кольматации. В этих случаях эффективность их может быть повышена увеличением диаметра и усовершенствованием методов гравийной засыпки.

Поглощающие скважины, перепускающие воду с одного горизонта (с большими напорами) на другой, могут использоваться только при соблюдении определенных соотношений параметров дренируемого горизонта и поглощающего пласта (проводимость первого намного меньше, чем второго). При их сооружении во избежание кольматации требуются особенно тщательный подбор фильтров и длительная прокачка.

Иглофильтровые установки — ряд фильтров, подключенных к общему вакуумному насосу, — используются обычно в качестве временного локального средства дренажа. Преимущества их заключаются в высокой мобильности, простоте установки, достижении высокого коэффициента заслона, возможности использования в породах со сравнительно малыми коэффициентами фильтрации. Однако возможная глубина откачки (для легких иглофильтров) не превышает 6 м. Широкому применению на карьерах иглофильтровых установок наряду с ограничениями горнотехнологического характера препятствует относительно высокая стоимость их эксплуатации.

Прибортовой дренаж в виде дренажной пригрузки с водоотводной канавой является эффективным средством предотвращения фильтрационных деформаций на нерабочих откосах. Однако для качественного его выполнения необходимо применение ручного труда. Кроме того, для устройства дренажных призм требуются местные строительные материалы определенного гранулометрического состава. Условия использования прибортового дренажа могут быть расширены внедрением специальных сборных конструкций из фильтрующих плит.

Открытый дренаж (водоотлив) из дренажных зумпфов и траншей широко используется для осушения карьерных полей. Ограничения на его применение обусловлены требованиями горнотехнологического характера и степенью устойчивости пород к фильтрационным деформациям. Область использования этой системы может быть расширена внедрением различных типов фильтрующих блоков для крепления дренирующих откосов выработок в песчаных породах.

Самотечные горизонтальные скважины, пройденные из карьера, могут широко использоваться для дренажа как нерабочего, так и рабочего борта. Осушительный эффект горизонтальных скважин оказывается гораздо выше, чем вертикальных; при расстоянии между дренами равном их длине коэффициент "заслона" составляет более 90 %.

Использование *водонепроницаемых 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.

14.4. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А1

К группе А1 относятся месторождения, в строении которых основную роль (с точки зрения влияния подземных вод и дренажа) играют слабые горизонтально залегающие песчано-глинистые породы (например, месторождения богатых руд КМА, Никопольского марганцеворудного и Днепровского угольного бассейнов).

14.4.1. Целесообразные пределы дренажа

При горизонтальном залегании перемежающихся водоносных и водоупорных

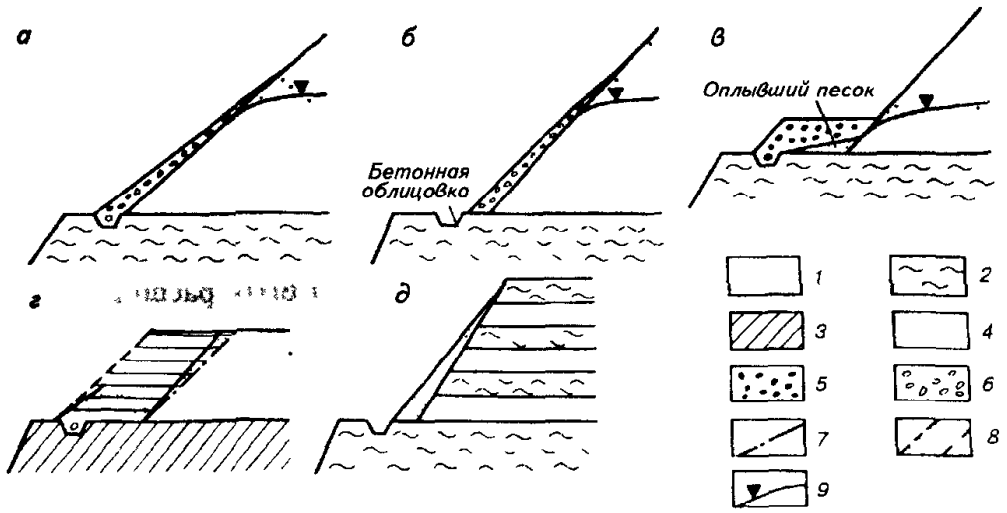


Рис. 14.1. Схемы дренажных пригрузок:
1 — пригружаемый грунт, *2* — водоупор, *3* — полезное ископаемое, *4* — песок пригрузочной призмы, *5* — гравийно-щебеночный материал, *6* — грубообломочный материал, *7* — генеральная линия борта, *8* — прирост объема земляных работ за счет пригрузки, *9* — уровень подземных вод

слоев горных пород полный дренаж гравитационной воды практически невозможен, поэтому при проектных проработках 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 учитывается, что:

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, опесчаненые 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.

14.4.2. 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. 14.1, *а*, *б*, *д*) — гравийно-щебеночная призма в сочетании с водоприемной канавой, проходимой с уклоном к местному внутрикарьерному водосбор-

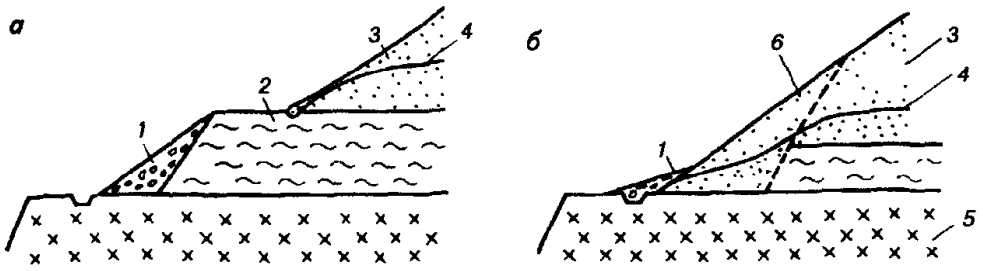


Рис. 14.2. Схема пригрузки нерабочих уступов, сложенных породами с низкой проницаемостью:
а — пригрузка щебнем; *б* — пригрузка песком; *1* — пригрузочная призма из щебня; *2* — супесчаные породы; *3* — пески; *4* — уровень подземных вод; *5* — кристаллические породы; *6* — пригрузочная призма из песка

нику. В канаве укладываются дренажные трубы. В районах с низкими зимними температурами дренаж дополнительно отепляется слоем песка.

Если среди вскрышных пород имеются средне- или крупнозернистые пески, то их также можно использовать в качестве пригрузочного материала (рис. 14.1, *в*, *г*). 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 пригружается слоем песка или щебня толщиной 1—2 м, предохраняющим породы от оплывания и оползания (рис. 14.2, *а*). При малой мощности слабопроницаемых пород пригрузка может осуществляться за счет вышележащих песков (рис. 14.2, *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 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 на нескольких горизонтах борта, целесообразнее подземная система осушения, которая позволяет наиболее просто организовать централизованный водоотлив.

Необходимо учитывать два момента, связанных с проектированием горных работ: 1. Ввиду того, что на нерабочем борту надежный дренаж создается 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.

14.4.3. Дренаж рабочего борта карьера

Со стороны рабочего борта дренаж должен наряду с устойчивостью откосов обеспечивать нормальные условия для работы горнотранспортного оборудования. Кроме

того, нередко возникает необходимость снижения влажности полезного ископаемого.

Основой для выбора системы дренажа рабочего борта служат расчетные удельные притоки q на 1 м его протяженности. Их значения можно ориентировочно определить по формулам, приведенным в разд. 14.9.

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 понимается 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 $l_{опл}$.

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. Для 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 могту 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 (k < 1 м/сут) пород.

Применение открытого дренажа относится к месторождениям, расположенным в районах с умеренными зимними температурами. Если средняя температура трех наиболее холодных месяцев оказывается в интервале от — 25 до — 30°С, то возможности использования открытого водоотлива сокращаются, так как при низких температурах свободное высачивание воды на откос приводит к образованию наледей.

Если прогнозные притоки в карьер превышают критические значения, то для их уменьшения необходим глубинный дренаж. Наиболее часто конкурирующими при технико-экономическом сопоставлении вариантов глубинного дренажа пород рабочего борта являются системы водопонижающих скважин и подземные 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 экономичней 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. Первоначальное расстояние от дренажного контура до борта 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.

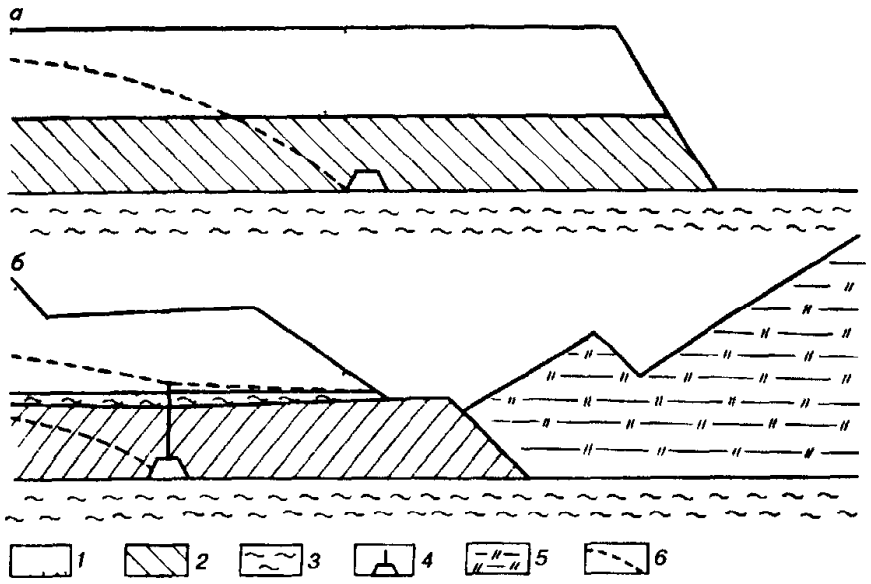


Рис. 14.3. Схема к оценке эффективности дренажных штреков при осушении пласта полезного ископаемого (*а*) и при работах с временной подвалкой (*б*):
1 и *5* — породы соответственно вскрыши и отвала, *2* — полезное ископаемое, *3* — водоупорные породы почвы, *4* — забивной фильтр, *6* — депрессионная кривая

При благоприятных для поглощения условиях, когда горизонт с максимальной проводимостью находится в нижней части осушаемой толщи, для осушения верхних горизонтов предпочтительней 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.

14.4.4. Дренаж пласта полезного ископаемого

При достаточной проницаемости пород почвы пласта полезного ископаемого можно использовать открытые дренажные траншеи в основании добычного уступа или водопонижающие скважины и колодцы, пройденные в подошве карьера. При наличии водоупорных пород в почве продуктивного пласта для его дренажа используют контурные системы дренажа, пройденные на рабочем борту для осушения вскрышных пород, причем в условиях подземной системы дренажа штрек целесообразнее проходить по продуктивному пласту (рис. 14.3, *а*). следует стремиться к сокращению удельных притоков к откосу по сравнению с приведенными (см. разд. 14.4.3.) критическими значениями. Это особенно важно при ведении работ с временной подвалкой обводненного пласта полезного ископаемого (рис. 14.3, *б*), когда необходимо попутно обеспечивать устойчивость отвалов, а организация водоотвода в подошве карьера существенно затруднена из-за ограниченности свободного пространства.

При транспортной схеме работ целесообразно оставлять "недобор" в основании продуктивного пласта, что позволит 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 надо сократить объем открытого водоотлива, заложив на пониженных участках дополнительные ряды скважин, сквозных или забивных фильтров; в частности, дренажные выработки на таких участках можно проходить непосредственно из карьера.

Несмотря на проходку большого объема дополнительных дренажных выработок, 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.

14.4.5. Дренаж разрезной траншеи

При проходке разрезной траншеи подземные воды особенно сильно влияют на устойчивость откосов и условия работы горнотранспортного оборудования из-за высоких удельных притоков и заметного развития фильтрационных деформаций. Поэтому дренажные работы в период строительства карьера следует проводить с максимальной интенсивностью.

Вскрытие с помощью экскаваторов. 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 проводить предварительное осушение с помощью контурных систем водопонижающих скважин. Если удельные притоки не превышают критических значений, то для откачки поступающих к откосу вод могут использоваться средства открытого водоотлива.

Для водоносных горизонтов большой мощности (30—40 м и более) на первых этапах вскрытия можно ориентироваться на условие полного устранения высачивания воды в карьере путем поддерживания уровня воды ниже дна разрезной траншеи. В тех случаях, когда породы висячего и лежащего боков 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 помощью пе-

редовых дренажных траншей, создаваемых драглайнами в подошве карьера. При этом минимальные размеры траншей выбирают с таким расчетом, чтобы на каждом этапе строительства развитие фильтрационных деформаций не превышало допустимых пределов.

Использование средств гидромеханизации целесообразно при вскрытии обводненных рыхлых пород, образующих один мощный водоносный горизонт: в этих условиях они позволяют вообще отказаться от глубинного дренажа или существенно его сократить.

Особенности вскрытия высоконапорных водоносных горизонтов. Напоры должны быть предварительно снижены до значений, исключающих прорыв. Если же мощность водоносного горизонта сравнительно невелика, то можно отказаться от длительного предварительного дренажа. Для водоносных горизонтов, приуроченных к сравнительно слабо проницаемым (коэффициент фильтрации водоносных пород k < 1—2 м/сут) породам, в которых дренаж с помощью обычных технических средств малоэффективен, устранение опасности прорыва путем предварительного водопонижения нецелесообразно при любой их мощности. Если объем водоприемного зумпфа в подошве разрезной траншеи соответствует ожидаемому суммарному притоку и насосное оборудование подобрано правильно, то вскрытие напорного горизонта карьером не вызывает опасений.

14.5. Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А2

К месторождениям группы А2 прежде всего относятся угольные месторождения Урала, Сибири и Дальнего Востока, характеризующиеся наклонным залеганием угленосных толщ умеренно метаморфизованных осадочных пород — песчаников, алевролитов, аргиллитов, углей и др.

Основная особенность осушения месторождений с таким залеганием слоев — возможность полного стока к дренажам подземных вод 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 происходят крупные глубинные оползни нерабочих бортов и внутренних отвалов, причем решающее влияние на возникновение оползней такого рода оказывает не водообильность горизонта, а величина напора в нем. Допустимое значение остаточного напора определяют расчетным путем по условию устойчивости пород лежачего бока.

Исходя из сказанного, в породах висячего бока и в пласте полезного ископаемого обычно эффективен опережающий дренаж со стороны рабочего борта. 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) скважины следует располагать по ее оси. 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 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. Он осуществляется, как прави-

ло, непосредственно откосами 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 самоизливающих 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 успешно использовать 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.

14.6. Дренаж карьерных полей месторождений группы Б

К группе Б относятся месторождения, приуроченные к водоустойчивым скальным и полускальным породам, например, многочисленные рудные месторождения Урала, Казахстана и Средней Азии.

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 геологоструктурного 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 вскрываются карьером при отсутствии высоких напоров в породах висячего бока, а прорыв при правильной организации работ редко приводит к катастрофическим последствиям, так как в карьере имеется большое водоприемное пространство. 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 многих месторождениях рассматриваемого типа величины притоков подземных под 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, когда невозможно заранее достаточно точно определить расположение обводненных участков. Если в этом случае имеются весьма водообильные зоны, то открытый дренаж должен быть организован достаточно надежно. Так, объем водоприемников (зумпфов) следует выбирать со значительным запасом, а для более эффектив-

кого прогноза притоков необходимо бурение опережающих скважин непосредственно из забоя.

При встрече участков повышенной обводненности следует проводить локальное глубинное водопонижение скважинами, проходимыми с подошвы карьера. Такой локальный дренаж целесообразен в трех случаях: 1. При наличии выявленных предварительными изысканиями зон с резко повышенной обводненностью 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 и 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, то во многих случаях следует ориентироваться на глубинный дренаж разрезной траншеи, осуществляемый 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 можно определять расчетным путем, задавая положение уровней ниже дна траншеи.

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 системами водопонижающих скважин и в эксплуатационный период.

Наоборот, в породах, обладающих сравнительно слабой трещиноватостью,

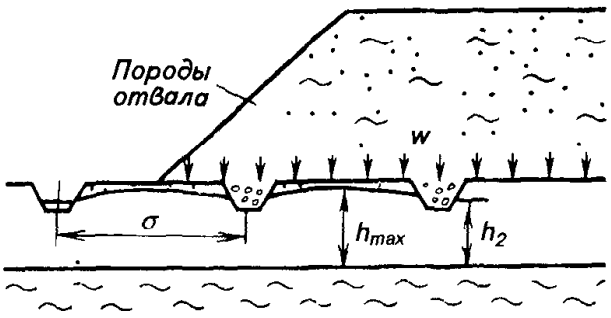


Рис. 14.4. Схема систематического дренажа основания отвалов:

h_2 — уровень воды в канавах, h_{max} — максимальный уровень грунтовых вод после проведения дренажных работ, W — инфильтрация, σ — расстояние между канавами

разрезную траншею можно проходить без глубинного дренажа. В этом случае откачка воды ведется из открытых водоприемников, расположенных в подошве разрезной траншеи.

14.7. Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера

Основные мероприятия по обеспечению устойчивости внутренних отвалов песчаноглинистых пород — это организация водоотвода в подошве карьера и дренаж основания отвалов (для предупреждения дополнительного увлажнения отсыпаемых пород) или снижение напоров в подошве карьера.

Если водоносный пласт залегает непосредственно в подошве карьера, то наиболее целесообразен систематический дренаж: в выработанном пространстве проходятся канавы-осушители (рис. 14.4) вдоль фронта работ с уклоном к канавам-собирателям, которые располагаются 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

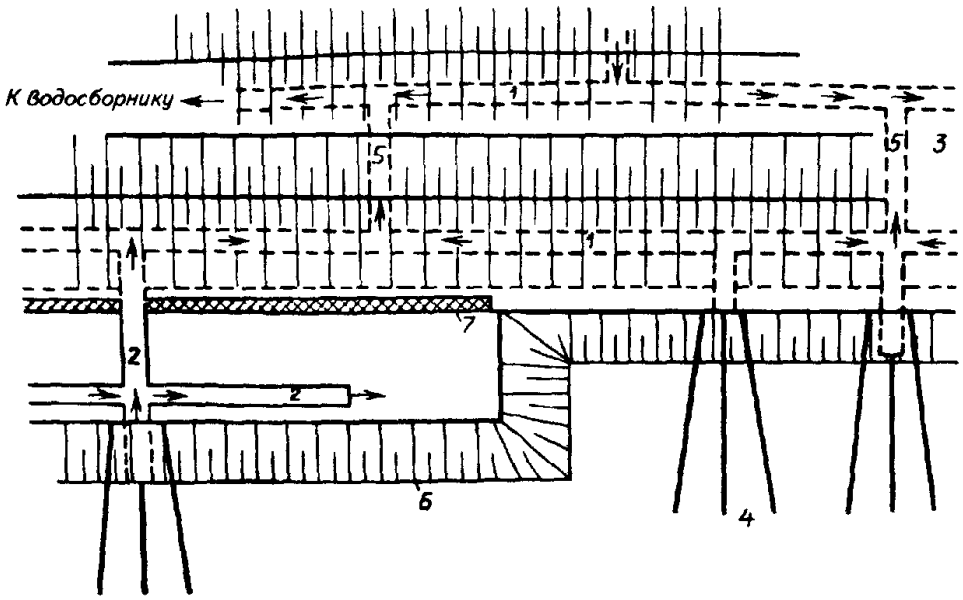


Рис. 14.5. Схема дренажа основания отвалов:
1 — продольные канавы; *2* — штреки; *3* и *7* — угольный соответственно целик и пласт; *4* — горизонтальные скважины, *5* — поперечные канавы; *6* — рабочий уступ

равным ширине экскаваторной заходки. Для сохранности канавы заполняют фильтрующим материалом или в них укладывают трубы; во избежание заиливания их прикрывают слоем песка мощностью 0,5—1 м.

Организация систематического дренажа заметно осложняется при бестранспортной системе 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 (рис. 14.5).

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 осуществляется трубчатыми водопонижающими колодцами (самоизливающими или оборудованными насосами), которые располагаются в выработанном пространстве параллельно линии отвалов и обновляются по мере подвигания фронта работ.

Если снижение напоров не требуется, то ограничиваются организацией водоотвода в подошве карьера с помощью неглубоких канав, которые перед засыпкой отвалами 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 может приниматься 50—80 см). При отсыпке отвалов на скальных или полускальных породах дренирующий слой может быть создан путем рыхления основания буровзрывным способом.

Для уменьшения инфильтрации атмосферных осадков следует выравнивать поверхность отвалов на участках, прилегающих к откосу.

14.8. Организация поверхностного и внутрикарьерного стока

Регулирование поверхностного стока дождевых, талых и технических вод должно производиться в пределах карьера и прилегающей к нему полосы на расстоянии не менее 200 м при наличии слабопроницаемых покровных отложений и 400—300 м при отсутствии таковых.

При наклонном залегании пород мероприятия по регулированию поверхностного стока должны с максимальной интенсивностью проводиться 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 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 высачивающихся 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 и в основании, дополнительно увлажняет полезное ископаемое.

Вытекающие на откос воды должны поступать в 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 водосбросные скважины. Необходимость в этом возникает часто при наличии внутренних отвалов (в частности, 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 систем 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, должны сбрасываться в реки или водоемы, если это допустимо по санитарным условиям. В прочих случаях (при отсутствии рек и водоемов или при опасности их загрязнения) следует устраивать 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 (озера, пруды, болота) следует тщательно изолировать русла отводных каналов, которые являются дополнительным источником питания подземных вод и нередко вызывают в связи с этим оползневые деформации.

14.9. 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 дренажных сооружениям, а также понижения напоров дренируемых водоносных горизонтов. Расчеты выполняют с привлечением аналитического аппарата или математического моделирования (для сложных расчетных схем).

14.9.1. 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

$$Q = \frac{2{,}73TS_к}{\lg R/r_к}, \qquad (14.1)$$

где T — проводимость дренируемого пласта; $S_к = H_0 - H_к$ — понижение напора на контуре карьера (H_0 — статический напор, $H_к$ — напор, соответствующий отметке вскрытия водоносного пласта); $r_к$ — расчетный радиус карьера ($r_к = \sqrt{0{,}32F}$; F — площадь карьера в контуре вскрытия водоносного пласта); R — расчетный радиус области фильтрации, который зависит от взаимного расположения и характера границ пласта:

$R = 2L$ — при расположении карьера на расстоянии L от прямолинейной границы питания пласта,

$R = 0{,}64 \sin (3{,}14\ L/L_0)$ — для пласта, ограниченного двумя параллельными границами питания при расстоянии L_0 между ними,

$R = 1{,}28 \operatorname{ctg} (1{,}57\ L/L_0)$ — при расположении карьера между границей питания и непроницаемым контуром (L_0 — расстояние между границами, L — расстояние между центром карьера и границей питания),

$$R = R_o - \frac{(R_0 - \delta)^2}{R_0}$$ — для карьера, центр которого расположен на расстоянии δ от границы обеспеченного питания, оконтуривающей круговую область с радиусом R_0.

Для расчета фильтрационных деформаций песчано-глинистых пород в откосах уступов распределение водопритоков оценивают по контуру карьера. Водопритоки определяют по выделенным лентам тока, которые ограничены линиями тока, проведенными от концов расчетных участков на контуре карьера в направлении к границам питания дренируемых пластов (линии тока ортогональны контуру дренажа и границам питания). Удельный приток к контуру карьера по каждой расчетной ленте

$$q = \frac{T(H_г - H_к)B_л}{L_л B_к}, \qquad (14.2)$$

где T — проводимость пласта; $H_г$ и $H_К$ — напоры на границах питания и дренажа пласта (на внешней и внутренней границах расчетной ленты); $L_л$, $B_л$, $B_К$ — длина ленты, ее ширина в среднем сечении и на контуре карьера.

Приведенные и все последующие формулы даны для оценки водопритоков из напорных водоносных пластов. Эти формулы можно использовать для анализа безнапорных профильно-однородных горизонтов при замене величины TH на функцию $0{,}5kh^2$, где k — коэффициент фильтрации водоносных пород; h — глубина (мощность) безнапорного потока.

14.9.2. Расчет неустановившихся водопритоков в карьер

Общий неустановившийся приток в карьер

$$Q_t = \frac{2{,}73TS_t}{\lg\frac{r_к + \sqrt{\alpha at}}{r_к}}, \quad (14.3)$$

где S_t — понижение напора на контуре карьера в расчетный момент времени t (отсчитывается от начала снижения напора); a — коэффициент пьезопроводности дренируемого пласта; 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 $v_к = S_t/t$.

Формула (14.3) применима при условии $t < 0{,}3L^2/a$, где L — расстояние от контура карьера до ближайшей границы питания дренируемого пласта. При $t > 0{,}3L^2/a$ водоприток в карьер стабилизируется и его расчет следует выполнять по формуле (14.1).

Распределение неустановившихся водопритоков по контуру карьера оценивают по лентам тока, ортогональным линиям равных напоров естественного потока подземных вод. Удельный водоприток на расчетный момент времени рассчитывают по формуле (14.2), в которой расчетная длина ленты определяется выражением $L_л = \sqrt{\alpha at}$, а напор на границе питания $H_г$ соответствует "естественному" напору на внешней границе ленты (на расстоянии $L_л$ от контура дренажа).

14.9.3. Расчет параметров дренажных систем

Расчет системы водопонижающих скважин, обеспечивающих опережающее снижение напора (ниже подошвы карьера), выполняют по зависимости:

$$S_t = 0{,}183\sum_{i=1}^{i=n}(Q_i\lg\frac{2{,}25at}{r_i^2})/T, \quad (14.4)$$

где S_t — понижение напора на расчетный момент времени t в любой расчетной точке дренируемого пласта; Q_i — дебит i - й скважины; n — число скважин; r_i — расстояние от i - й скважины до расчетной точки.

Для частного случая расчета кругового контура равнодебитных водопонижающих скважин применяют формулу:

$$S_{0t} = 0{,}183\, nQ_c(\lg\frac{2{,}25at}{r_0^2})/T, \quad (14.5)$$

где r_0 — радиус кругового контура; Q_c — дебит каждой из скважин.

Формулы (14.4) и (14.5) применимы при условии $r^2/at < 0{,}4$. Возможность отбора заданного дебита скважинами контролируют, определяя понижения в них напоров. Понижения напора в водопонижающих скважинах (S_c) не должны превышать максимально возможные (S_{max}), соответствующие отметкам установки погружных насосов или нижнему водоупору. При малом числе произвольно расположенных скважин определяют понижения в них по формуле (14.4), в которой $r_1 = r_c$ (r_c — радиус расчетной скважины).

При контурном расположении скважин контролируют их дебит Q_c, диаметр d_c и расстояния между ними σ, используя критерий:

$$S_c = S_р + \frac{0{,}366Q_c}{T}\lg\frac{0{,}32\sigma}{d_c} < S_{max},$$

где $S_р$ — среднее понижение на контуре скважин.

Параметры заградительного дренажа, т.е. контурных систем скважин, взаимодействующих с карьером, можно определить на основе предварительно построенных лент тока от контура карьера к границе питания дренируемого пласта. Параметры контурной системы скважин в пределах каждой расчетной ленты тока определяют в следующей последовательности:

1. Устанавливают расчетное положение контура скважин (минимальное расстояние по ленте от карьера до ряда скважин $L_р$ и расстояние от ряда до границы питания $L_т$);

2. Определяют средний напор на линии ряда скважин ($H_р$), при котором удельные водопритоки в карьер не будут превышать допустимого значения (q_0):

$$H_р = \frac{2q_0B_кL_р}{T(B_р + B_к)} + H_к,$$

где $B_к$ и $B_р$ — ширина расчетной ленты на контуре соответственно карьера и дренажных скважин; $H_к$ — напор на контуре карьера;

3. Определяют суммарный дебит скважин ряда:

$$Q_\Sigma = \frac{T(H_г - H_р)(B_г + B_р)}{2L_г} - q_o B_к,$$

где $B_г$ — ширина ленты на границе питания пласта;

4. Подбором определяют расстояния σ между скважинами, их дебит $Q_с$ и диаметр $d_с$ с выполнением условий:

$$Q_с = \frac{Q_\Sigma \sigma}{B_р};$$

$$H_с = H_р - \frac{0{,}366 Q_с}{T} \lg \frac{0{,}32\sigma}{d_с} > H_{min};$$

$$Q_с < Q_{вз},$$

где $H_с$ — напор, соответствующий уровню воды в скважине; H_{min} — минимально допустимый напор в скважине; $Q_{вз}$ — водозахватная способность скважины.

Водозахватная способность скважин $Q_{вз}$ определяется опытным путем. При дренировании песчаных пород ориентировочная оценка $Q_{вз}$ может быть выполнена согласно зависимости:

$$Q_{вз} \approx 200 d_с l_с \sqrt[3]{\kappa},$$

где $l_с$ — длина фильтровой части скважины; k — коэффициент фильтрации песчаных пород.

С приближением фронта горных работ к ряду скважин следует предусмотреть корректировку числа и дебита скважин или перенос ряда.

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 с привлечением математического моделирования.

14.10. Гидрогеологические наблюдения

Для уточнения гидрогеологических условий эксплуатации карьера с целью корректировки проектных решений по дренажу карьерного поля геологические службы должны проводить наблюдения, включающие гидрогеологическую съемку в карьере и на поверхности, замеры водопритоков в карьер и к дренажным устройствам, замеры напоров (уровней) дренируемых горизонтов. Для замера напоров подземных вод согласно проекту создают сеть наблюдательных скважин (пьезометров). Пьезометры оборудуют на участках размещения дренажных средств (для оценки их эффективности) и в зоне возможного изменения уровенного режима подземных вод. Обычно пьезометры группируют, располагая в виде створов, ориентированных от карьера к границам питания дренируемых пластов. В простых условиях (в частности — при эксплуатации только открытого водоотлива из карьера) наблюдательная сеть должна состоять из 5—10 пьезометров. Для сложных условий число пьезометров может достигать нескольких десятков (регламентируется проектом дренажных и природоохранных мероприятий). По мере выхода пьезометров из строя наблюдательная сеть должна пополняться. Замеры уровней подземных вод следует выполнять синхронно с замерами водопритоков в карьер и к дренажным устройствам систематически в течение года. В зависимости от изменчивости техногенного режима подземных вод частоту регламентируют от двух—трех замеров в месяц до одного замера в квартал.

Наблюдения на участках действующего или предполагаемого загрязнения подземных вод имеют двойное назначение. С одной стороны, они выполняют контрольные функции, обеспечивая своевременное выявление неблагоприятных тенденций в изменении качества подземных, в

первую очередь, дренажных вод и давая основу для принятия оперативных решений по устранению или ограничению этих тенденций. С другой стороны, режимные наблюдения призваны обеспечивать детализацию и расширение представлений о возможных механизмах миграции загрязнений в районе, о расчетных моделях миграции и их количественных характеристиках.

По общей направленности наблюдения за загрязнением подземных вод подразделяются на собственно гидрохимические и гидродинамические. На последние возлагаются важные функции по уточнению условий взаимосвязи поверхностных и подземных вод, а также детализации фильтрационных потоков в водоносных горизонтах, во многом определяющих особенности развития контролируемых процессов загрязнения подземных вод.

14.11. Выбор и расчет конструкций дренажных скважин

Конструкция дренажных скважин зависит от их назначения и способа бурения, горно-геологических и гидрогеологических условий, применяемой техники и технологии производства работ, числа дренируемых горизонтов и способов их вскрытия, типа эксплуатируемых водоподъемных средств и определяется числом спускаемых обсадных колонн, глубиной их установки, способом соединения труб между собой, высотой подъема тампонажных растворов в затрубном пространстве, характером устройства устья и водоприемной части.

Определяющими факторами при выборе и расчете конструкций являются глубина залегания дренируемого горизонта и проектируемое снижение в нем уровня, тип водоприемной части и водоподъемного оборудования.

Число обсадных колонн, входящих в конструкцию скважины, принимается исходя из условия недопустимости бурения интервалов скважины без предварительного закрепления ранее пройденного участка обсадными колоннами. При этом учитывается необходимость изоляции дренируемого водоносного горизонта от других водоносных горизонтов.

Для бурения дренажных скважин при отсутствии фактических данных по бурению скважин аналогичного назначения в конструкцию их целесообразно включать резервные промежуточные колонны. Практическая необходимость спуска резервной промежуточной колонны на этих скважинах уточняется в процессе производства буровых работ.

Диаметр породоразрушающего инструмента принимается на 10—20 % больше диаметра обсадных труб диаметром не более 508 мм при муфтовом, ниппельном и сварном соединениях и на 20—30 % — для труб диаметром более 508 мм при сварном соединении.

Внутренний диаметр обсадной колонны должен быть больше диаметра породоразрушающего инструмента, принимаемого для бурения под очередную обсадную колонну, на 6—8 мм.

Зазор между обсадной колонной и стенкой скважины зависит от диаметра труб, способа их соединения, сложности геологического разреза, величины выхода из-под башмака предыдущей обсадной колонны.

Диаметр бурения скважины под фильтровые колонны принимается больше диаметра фильтра (перфорированного, сетчатого, проволочного и каркасно-стержневого) не менее чем на 50 мм; при устройстве гравийно-засыпного фильтра — не менее чем на 200 мм. Разность между диаметрами смежных обсадных колонн принимается не менее 50 мм. При жестких компоновках обсадных колонн из труб большого диаметра разность между диаметрами смежных колонн следует принимать не менее 100 мм.

В напорных водоносных горизонтах фильтры располагают, как правило, в середине пласта, а в безнапорных — ближе к его почве. В неоднородных слоистых пластах фильтры устанавливают на участках с наибольшей проницаемостью по-

род. Малопроницаемые интервалы водоносных горизонтов перекрываются глухими трубами фильтровой колонны.

Длина фильтра принимается в зависимости от расчетной производительности скважины, при этом его водопропускная способность должна превышать расчетную производительность не менее чем в 1,2 раза. При размещении насоса ниже фильтра длина отстойника определяется с учетом размеров насоса и необходимой величины подпора над ним. Длина отстойника в других случаях принимается в пределах 2—3 м.

В конструкциях дренажных устройств различают следующие виды обсадных колонн:

кондуктор — для крепления верхней неустойчивой части разреза, изоляции водоносных горизонтов от загрязнения и перекрытия зон поглощения промывочной жидкости, для опоры при спуске последующих обсадных колонн;

промежуточные колонны — для крепления и изоляции интервалов геологического разреза, несовместимых по условиям бурения и эксплуатации с нижележащими. При оборудовании скважин фильтрами "впотай" и в бесфильтровых скважинах последняя промежуточная колонна может служить в качестве эксплуатационной;

эксплуатационные колонны — для изоляции дренируемого водоносного горизонта от смежных горизонтов, предназначены для откачки подземных вод различными водоподъемниками. Эксплуатационная колонна может являться непосредственным продолжением фильтровой части;

фильтровые колонны — для крепления ствола скважин в интервале залегания дренируемого водоносного горизонта.

Фильтровая колонна состоит из отстойника, рабочей части (собственно фильтра) и надфильтровых труб.

Вид и диаметр обсадных колонн выбирают на основании анализа геолого-технических условий бурения снизу вверх, начиная с эксплуатационной и фильтровой колонн. Диаметр эксплуатационной колонны выбирается с учетом технической характеристики применяемого водоподъемного оборудования и технических условий на водопонижение.

Внутренний диаметр эксплуатационных колонн принимается согласно соответствующим техническим требованиям и инструкциям эксплуатации водоподъемного оборудования. При необходимости оборудования погружного насоса защитным кожухом (когда предусматривается снижение уровня ниже кровли дренируемого водоносного горизонта) указанный зазор должен соблюдаться как между водоподъемником и кожухом, так и между кожухом и эксплуатационной колонной.

Спускаемые колонны труб должны оснащаться башмаками, направляющими пробками и центраторами. Этим обеспечиваются их установка на проектную глубину и качественное цементирование затрубного пространства.

В конце спуска колонны рекомендуется последние одну-две трубы спускать с одновременной промывкой. Полностью разгружать колонны на забой скважины не рекомендуется. Скорость спуска обсадной колонны следует принимать не более 1 м/с. Верхняя часть обсадных труб, на которых монтируется оголовок, должна выступать на высоту не более 500 мм над поверхностью земли.

14.12. Водоприемная часть дренажных устройств

Водоприемная часть дренажных устройств является одним из наиболее важных элементов их конструкции. В зависимости от литологического состава пород дренируемого горизонта водоприемная часть дренажных устройств может быть бесфильтровой или оборудована фильтром. Скважина не оборудуется фильтром при дренируемых горизонтах, сложенных устойчивыми скальными и полускальными породами при условии, если не предусматривается заглубление погружных насосов в водоприемную часть скважин, и оборудуется фильтрами, когда дренируемые водоносные горизонты представлены

рыхлыми и неустойчивыми породами, а также в устойчивых породах в случае проектируемого заглубления погружных насосов в водоприемную часть водопонижающих скважин.

Конструкция и размеры фильтра выбираются в зависимости от гидрогеологических условий, литологического состава пород дренируемого водоносного горизонта, расчетного дебита, режимов и сроков эксплуатации дренажных устройств в соответствии с рекомендациями табл. 14.1.

При установке фильтров в скважины, пробуренные в рыхлых породах, вокруг рабочей части фильтра делается обсыпка из отсортированного и промытого песчано-гравийного материала, который не должен содержать частиц диаметром менее 0,5 и более 7 мм.

Состав обсыпки подбирается из условия

Таблица 14.1.
Рекомендуемая конструкция фильтров

Характеристика пород, слагающих водоносный горизонт	Тип и конструкция фильтров	Размеры проходных отверстий или тип сеток
Скальные и полускальные устойчивые породы	Установка фильтров не требуется	
Полускальные, неустойчивые породы, щебенистые и галечниковые породы с преобладанием частиц щебня и гальки крупностью 10—100 мм (число таких частиц более 50 %)	Трубчатые фильтры с круглой и щелевой перфорацией. Каркасно-стержневые фильтры без проволочной обмотки	Круглые отверстия диаметром 10—25 мм, щелевые отверстия шириной 100—200 мм. Размер щелей каркасно-стержневых фильтров 150×200 мм
Гравий, пески крупные, гравелистый песок с частицами крупностью 1—10 мм и с преобладанием частиц крупностью 2—5 мм (число таких частиц 50 %)	Трубчатые фильтры с круглой перфорацией, щелевые фильтры с проволочной обмоткой из нержавеющей стали	Диаметр отверстия 5—10 мм, ширина щелей 2,5—5 мм, длина 50—200 мм
Пески крупные с преобладанием частиц крупностью 1—2 мм (число таких частиц более 50 %)	Щелевые фильтры всех типов: из просечного листа с сетками на трубчатых каркасах, с обмоткой из просечного листа	Ширина щели 1,25—3 мм, просечной лист из нержавеющей стали толщиной 0,8 мм с отверстиями 1,5—2 мм. Сетка с ячейками размером от 1×1 до 2×2 мм. Расстояние между витками проволочной обмотки 1,5—2 мм
Пески средние с преобладанием частиц крупностью 0,25—0,5 мм (число таких частиц более 50 %)	Гравийные фильтры с однослойной обсыпкой с различными опорными каркасами, каркасно-стержневыми, проволочными, щелевыми, сетчатыми с сеткой галунного плетения, фильтры из синтетических материалов, блочные фильтры с обсыпкой в уширенном контуре прифильтровой зоны	Ширина щелей на каркасно-стержневых и щелевых фильтрах выбирается в зависимости от преобладающей крупности частиц обсыпки. Сетки от № 6/70 до 10/70, отверстия на каркасах под сетку диаметром 15—20 мм. Расстояние между витками проволоки 1—2 мм
Пески мелкие с преобладанием частиц крупностью 0,1—0,25 мм (число таких частиц более 50 %)	Гравийные фильтры с двухслойной песчаной или песчано-гравийной обсыпкой, с опорными каркасами стержневыми, щелевыми, сетчатыми. Кожуховые фильтры с песчано-гравийным заполнением. Фильтры из синтетических материалов. Фильтры с обсыпкой в уширенном контуре прифильтровой зоны	Ширина отверстий в зависимости от преобладающей крупности обсыпки. Сетка от № 6/70 до 10/70, на опорных каркасах под сетку отверстия диаметром 15—20 мм или щели шириной 7—10 мм, длиной до 100 мм

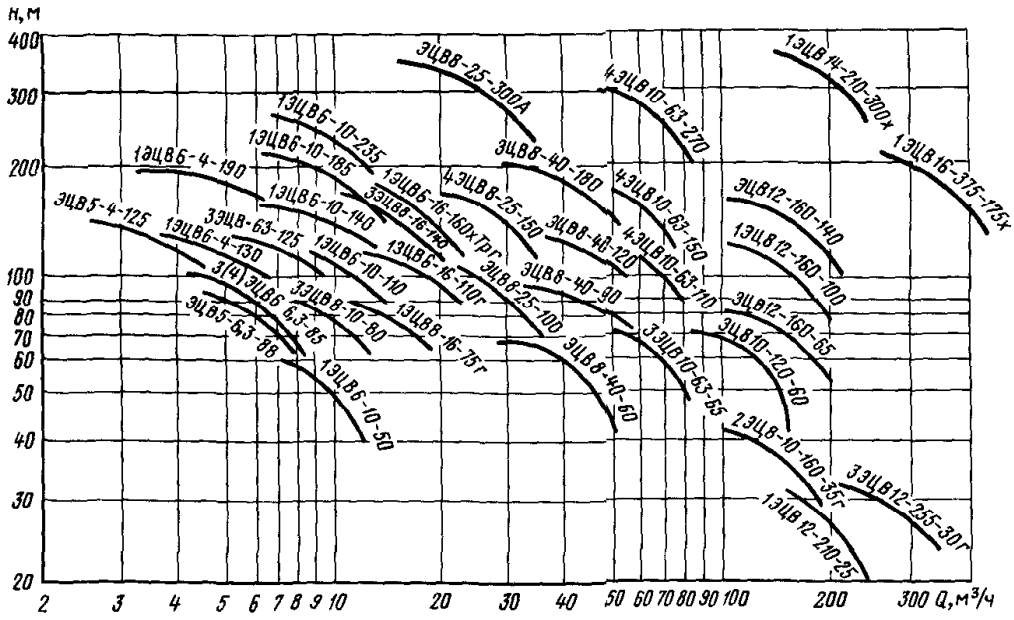


Рис. 14.6. Сводный график характеристики насосов типа ЭЦВ

$$\frac{D_{50}}{d_{50}} = 8 \div 12,$$

где D_{50} — и d_{50} — размер частиц соответственно в обсыпке и водоносной породе, меньше которого содержится 50 %.

Толщина обсыпки фильтров из просечного листа, проволочной обмотки, щелевых и дырчатых фильтров должна быть не менее 60 мм.

Скважность трубчатых фильтров с круглой или щелевой перфорацией должна быть 20—25 %, фильтров из проволочной обмотки или штампованного стального листа — не более 30 %.

В случае необходимости понижения уровня дренируемого горизонта ниже его кровли предусматривается заглубление погружных насосов в водоприемную часть дренажных устройств. В водопонижающих скважинах, где погружной насос устанавливается ниже водообильных зон рабочей части фильтров, при определении диаметра последних следует учитывать необходимость оборудования насосов специальными кожухами, обеспечивающими охлаждение электродвигателей погружных насосов.

14.13. Скважинные насосные установки

При выполнении осушительных работ для откачки воды из дренируемых водоносных горизонтов водопонизительные скважины оборудуются глубинными насосами двух типов:

с электродвигателями, погружаемыми в скважину ниже динамического уровня (погружные насосы);

с электродвигателями, устанавливаемыми над устьями скважин.

Наибольшее распространение при строительстве и эксплуатации дренажных систем на горных предприятиях получили погружные насосы типа ЭЦВ.

Из насосов с электродвигателями, расположенными на поверхности, промышленностью стран СНГ для целей осушения горных пород выпускаются насосы типов АТН, А.

Сводный график характеристик насосов типа ЭЦВ приведен на рис. 14.6, а насосов типов АТН и А — на рис. 14.7.

Перечень заводов стран СНГ, выпускающих погружные насосы, приведен в табл. 14.2.

Таблица 14.2.
Перечень заводов СНГ, выпускающих погружные насосы

Наименование	Рег. № завода	Почтовый адрес	Типы насосов, выпускаемых серийно
Электромеханический завод	1—20	601755, пгт Бавлены, Кальчугинского р-на, Владимирской обл	ЭЦВ8-25-100*
Завод "Южгидромаш"	1—49	332440, г Бердянск, Запорожской обл , Мелитопольское шоссе, 81	3ЭЦВ8-16-140, 2ЭЦВ10-160-35Г, 1ЭЦВ14-210-300Х, 3ЭЦВ10-120-60, 3ЭЦВ12-255-30Г, 1ЭЦВ16-375-175Х
Станкостроительный завод	1—135	140600, г Зарайск, Московской обл , Красноармейская, 36	ЭЦВ5-6,3-80, ЭЦВ5-4-125
Акционерное общество "Гидротехника"	1—168	277047, г Кишинев, Республика Молдова, ул Тимошенко, 3	1ЭЦВ6-4-130, 1ЭЦВ6-10-185, 4ЭЦВ10-63-65, ЭЦВ12-160-40ХГ, 1ЭЦВ6-4-190, 1ЭЦВ6-10-235, 4ЭЦВ10-63-110, 1ЭЦВ12-210-25, 4ЭЦВ6-6,3-85, 1ЭЦВ6-16-160ХТрГ, 4ЭЦВ10-63-150, 1ЭЦВ6-10-50, 4ЭЦВ8-25-100, 4ЭЦВ10-63-270, 1ЭЦВ6-10-110, 4ЭЦВ8-25-150, 1ЭЦВ12-160-65, 1ЭЦВ6-10-140, 1ЭЦВ8-25-150ХТрГ, 1ЭЦВ12-160-100
Машиностроительный завод	1—229	399, г Лебедянь, Липецкой обл	2ЭЦВ8-25-100
Механический завод	1—284	107120, г Москва, В Сыромятническая, 7	1ЭЦВ6-16-75Г, 1ЭЦВ6-16-110Г
Энергомеханический завод	1—1046	301670, г Новомосковск, Тульской обл , Клинский проезд, 7	ЭЦВ6-40-90, ЭЦВ8-16-140*, ЭЦВ8-40-120
Насосный завод	1—351	714002, г Ош, Республика Кыргызстан, ул Кыргызстана, 44	3ЭЦВ6-6,3-85, 3ЭЦВ10-63-65, 3ЭЦВ8-6,3-125, 3ЭЦВ10-63-150, 3ЭЦВ6-10-80
Арматурный завод	1—376	309310, п Ракитное, Белгородской обл , Пролетарская, 26	ЭЦВ6-10-185*, ЭЦВ8-65-100*
Завод коммунального оборудования "Молот"	1—412	335003, г Севастополь, Республика Крым, ул Кожанова, 12	ЭЦВ8-25-100, ЭЦВ12-160-65, ЭЦВ10-120-60, ЭЦВ12-160-140
Насосный завод	1—410	245033, п Свесса, Сумской обл	20-18×1, 24А-18×1, 20А-18×3
Опытный завод насосного и бурового оборудования	1—467	300020, г Тула, Большие Гончары	3ЭЦВ12-160-140
Машиностроительный завод	1—518	665408, г Черемхово, Иркутской обл , 4-й заводской пер , 4	АТН8-1-16, ЭЦВ8-25-300А, АТН8-1-22, ЭЦВ8-40-60, ЭЦВ8-40-180
Машиностроительный завод	1—537	301030, г Ясногорск, Тульской обл	АТН10-1-4, АТН10-1-11, АТН14-1-3, АТН10-1-6, АТН10-1-13, АТН14-1-4, АТН10-1-8, АТН10-1-15, АТН14-1-6

* Первые опытные партии

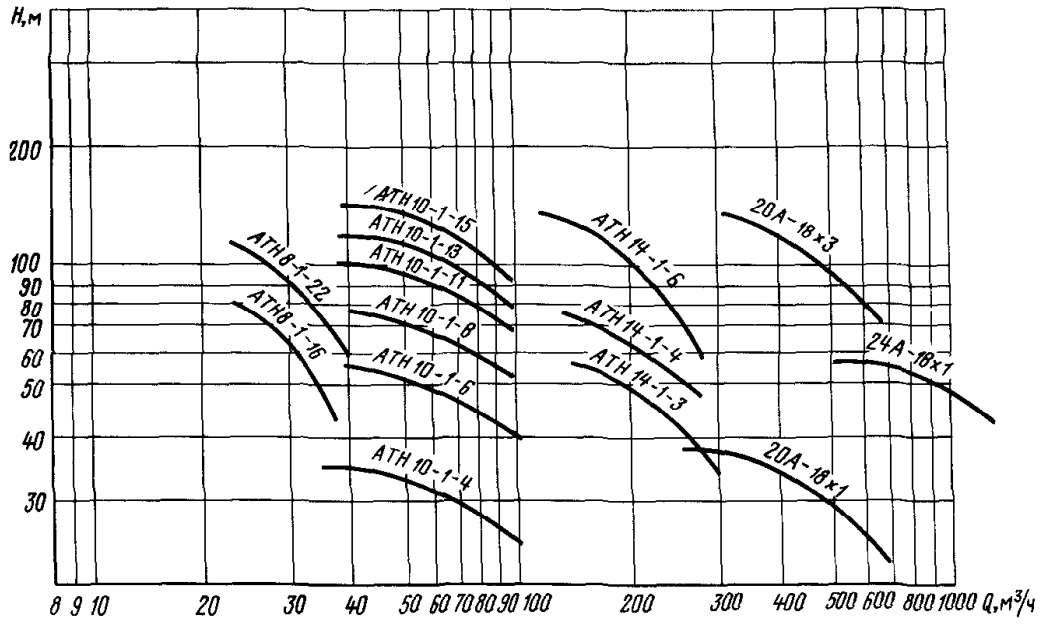


Рис. 14.7. Сводный график характеристик насосов типов А и АТН

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 изготавливаются 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 %.

14.14. Основные сведения о зарубежном оборудовании водопонижения

Одним из самых крупных производителей погружных насосов является Германия. Кроме того, выпуск этих насосов налажен в Австралии, Австрии, Бельгии, Великобритании, Дании, Италии, Польше и некоторых других странах.

Для целей выполнения водопонижения на карьерах предпочтительны погружные насосы, выпускаемые в Германии. Ведущими в этой области являются фирмы "Грундфос", "Ритц", "Плейгер", "KSB", "ЕМУ" и после объединения Германии фирма "Оддессе" (ранее фирмы "KREG" и "КДЕG"). Эти фирмы выпускают широкую гамму типоразмеров погружных насосов, предназначенных для откачки не только чистых вод, но также и агрессивных с повышенным содержанием механических взвесей подземных вод.

Погружные насосы производства фирм Германии изготавливаются из высокопрочных износостойких материалов.

Насосы фирмы "Грундфос" специально предназначены для откачки загрязненных вод. Основные элементы насосов (направляющие аппараты, рабочие колеса и т.д.) штампуются из листовой хромоникелевой стали, а остальные элементы — из полированной легированной стали, что предотвращает истирание и коррозию при откачке вод с высоким содержанием механических примесей. На рис. 14.8 приведен

Таблица 14.3.

Техническая характеристика глубинных насосов фирмы "Плейгер" (ФРГ)

Тип	Подача, м³/ч	Напор, м	Мощность электродвигателя, кВт	Диаметр скважины, мм	Максимальный размер насоса по диаметру (с кабелем), мм
А	0,4—2,5	97—15	0,56—1,12	100	90
В	0,9—45	163—14	1,12—11,2	150	136—139
Д	6—30	224—8	2,24—18,6	200	190
Д-53-ХП	9,6	245	18,6	200	190
Е	18—48	208—96	2,24—22,4	200	190
Н	До 84	До 130	—	200	190
Г	15—104	289—18	3,7—67	250—300	238—250
Г-87/Х	25	400	67	300	250
	До 263	До 168	—	300	264
	До 317	До 180	—	350	315
F-175	До 500	До 200	До 105	450	420
К	119—600	119—13	14,9—149	425—450	415—433
К-173-УП	180	140	130	450	433
	133—1550	44—11	9,7—186	550	350
К-211-IVа	360	60	97	350	309

сводный график характеристик насосов фирмы "Грундфос".

Рабочие колеса насосов фирмы "Ритц" изготовлены из высококачественной бронзы. Для работы с агрессивными водами элементы корпуса 3-кратно покрывают эмалированным лаком с обжигом. Для откачки воды с абразивными частицами рабочие колеса и другие внутренние элементы насоса хромируются. Характеристики погружных насосов фирмы "Ритц" изменяются в широком диапазоне с 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. Для скважин диаметром 100 мм агрегаты выпускаются с заполненными маслом двигателями, для остальных скважин — с двигателями, заполненными водой. В обычном исполнении корпус насоса чугунный, отдельные узлы из бронзы.

Фирма "KSB" также производит 30 различных типов погружных насосов во взрывобезопасном исполнении.

Основные параметры насосов фирмы "Плейгер" приведены в табл. 14.3.

В Дании фирмой "Сфанех" для водопонижения выпускаются погружные многоступенчатые насосы с диагональными или радиальными рабочими колесами. Насосы могут работать горизонтально и наклонно.

Основные показатели погружных насосов, выпускаемых фирмой "Сфанех" приведены ниже.

Тип	Р5	Р10	Р25	ВРД135	ВРД165	ВРД190
Подача, м³/ч	3,0	8,0	25	20	70	120
Напор, м	125	110	135	125	100	70

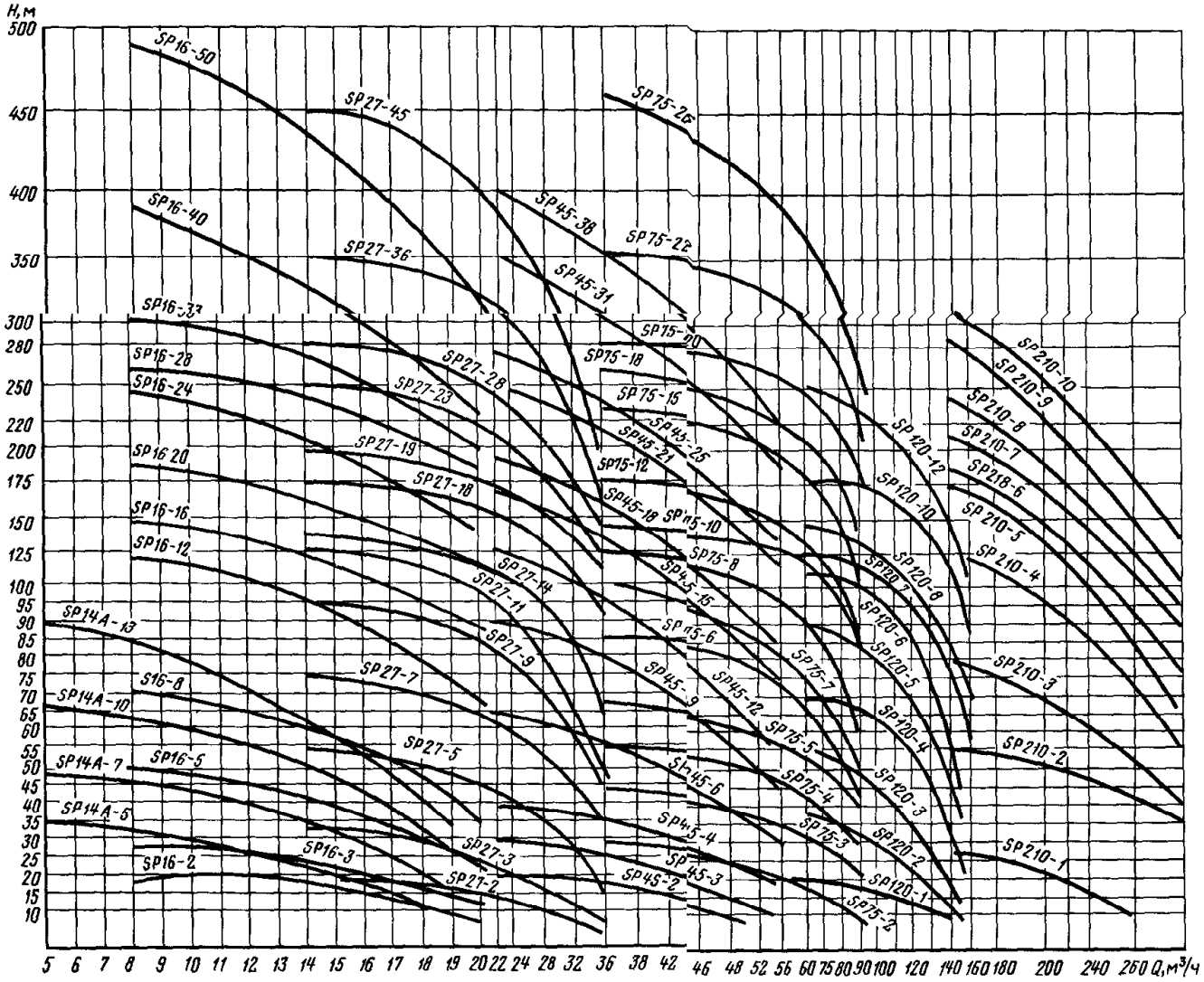


Рис. 14.8 Сводный график характеристик насосов фирмы “Грундфос”

В Великобритании фирмой "Хаювад Тулер" выпускаются погружные насосы, которые могут работать не только в вертикальном, но и в наклонном положении.

Фирмой выпускаются насосы с радиальным и смешанным потоками.

Основные показатели насосов со смешанным потоком следующие:

Диаметр скважины, мм	200	250	300	360	400	460	500	600	700
Подача, м³/ч	140	245	270	550	740	1100	1900	2200	2770
Напор, м	150	150	250	170	170	180	120	110	80

Основные показатели насосов с радиальным потоком

Диаметр скважины, мм	200	250	300	400	500	600
Подача, м³/ч	50	120	216	500	500	685
Напор, м	300	330	290	300	380	210

14.15. Буровые установки и основные технологические процессы при бурении водопонижающих скважин

14.15.1. Буровые установки для проходки скважин на воду

Для бурения водопонижающих скважин диаметром до 1 м, наблюдательных и других скважин, составляющих систему осушения карьера, используются самоходные, передвижные, полупередвижные установки вращательного, ударно-канатного и шнекового действия.

Техническая характеристика ударно-канатных буровых установок

Буровая установка	1УГВ-3УК	УГБ-4УК
Глубина бурения, м	100	200
Наибольший диаметр скважины, мм	600	900
Тип приводного электродвигателя	АО2-72-6	АО2 91 8
Мощность электродвигателя, кВт	22	40
Грузоподъемность мачты, т	20	25
Транспортная база установки	Колесный код	
Габариты установки, мм		
в рабочем положении	7200× ×2300× ×13400	8400× ×2640× ×16400
в транспортном положении	8800× ×2300× ×2900	10000× ×2640× ×3500
Масса установки, т	8,0	12,8
Допустимая скорость передвижения по шоссе, км/ч	До 20	До 20

Техническая характеристика самоходных установок для вращательного бурения скважин глубиной 350—500 м

Установка	УКБ-500С	УРБ-2А-2	УРБ-ЗАЗ
Глубина бурения, м	500/300	200—300	300—500
Диаметр скважины, мм	59/93	93—150	93—243
Привод установки	Дизельный	От двигателя автомобиля	Дизельный
Тип приводного двигателя	Д144	—	Д-54 или СМД-14Б
Мощность двигателя, кВт	29,5	—	40/45,5
Тип бурового насоса	НБ3120/40	НБ40	11Гр
Высота мачты, м	12,43	9,5	16.0
Грузоподъемность мачты, т	10	5,88	10
Транспортиая база установки	Урал-4320 Урал-375Е МАЗ-5334	ЗИЛ-157	МАЗ-500
Габариты установки в транспортном положении, мм	10000×2860×3780	7850×2450×3370	10700×2800×3400
Масса установки, т:			
на шасси МАЗ	11,5	10,04	13,7
на шасси Урал	12,5	10,04	13,7

Техническая характеристика буровых агрегатов колонкового бурения скважин глубиной 500—1200 м

Буровой агрегат	ЗИФ-650М(СКБ5)	ЗИФ-1200МР(СКБ7)
Глубина бурения, м	500—800	1500—2000
Диаметр скважины, мм:		
начальный	200	250
конечный при бурении твердыми сплавами и алмазными коронками	93	93
Привод установки (станка)	Электрический и дизельный	Электрический
Тип электродвигателя	А2-72-4	АК-2-91-6
Мощность электродвигателя, кВт	30	55
Тип двигателя внутреннего сгорания	Д54А	—
Мощность двигателя, кВт	39,7	—
Тип бурового насоса	НГР-250/50	11ГРИ
Подача, м³/с	$4{,}17 \cdot 10^{3}$	$5 \cdot 10^{3}$—$3{,}75 \cdot 10^{3}$
Давление, МПа	5	5—6
Число насосов	1	2
Габариты установки (станка) с приводом, мм:		
от электродвигателя	2700×1200×2260	3475×1430×1850
от двигателя внутреннего сгорания	3600×1645×2200	—
Масса станка, т:		
без двигателя	2,0	—
с двигателем	2800 (2400)/4,360*	5,2 (5,5)

* Над чертой — масса станка с электродвигателем, под чертой — с двигателем внутреннего сгорания.

Техническая характеристика буровых установок роторного бурения скважин глубиной до 600 м

Буровая установка	УРБ-3АЗ	1БА-15В	УБВ-600
Глубина бурения, м	600	500	600
Диаметр скважин, мм			
начальный	243	394	490
конечный	93	194	214
Грузоподъемность, т			
номинальная	6,5	12,5	32,0
максимальная	13,0	20,0	50,0
Транспортная база	Шасси МАЗ-5337	Шасси МАЗ-5337	КрАЗ-250-200 (два шасси)
Тип привода	Дизель А-41Г	ЯМЗ-236/Д-108	ЯМЗ-238М2-Д (два двигателя)
Мощность, кВт	66	77/80	176×2
Высота мачты, м	18	18	22,4
Частота вращения, с$^{-1}$	1,25, 2,50, 4,75	1,08, 2,17, 4,08	1,75, 3,05
Тип бурового насоса	НБ12-63-40	НБ12 63-40	9МГр-61 (два насоса)
Приводная мощность, кВт	50	50	125
Габариты основного блока в транспортном положении, мм	10860×3000×3750	10850×3000×3750	12460×2650×4160
Масса основного блока, т	14,8	14,7	24,1 (буровой) 20,9 (насосный)

Техническая характеристика буровых установок для бурения скважин большого диаметра с обратной промывкой

Буровая установка	1БА-15В-ОП	УРБ-2А-ОП
Максимальная глубина бурения, м		
с обратной промывкой путем всасывания	50	25
с помощью эрлифта	250	60
Тип двигателя установки	ЯМЗ-236	Двигатель автомобиля ЗИЛ 131
Номинальная грузоподъемность, кг	120	25
Максимально допустимая нагрузка на крюке, кН	200	50
Диаметр проходного отверстия стола ротора, мм	410	250
Тип вакуумного насоса	КВМ-4	—
Габариты установки в транспортном положении, мм	10850×3000×3750	10850×2250×3460
Масса установки, т	13,6	10

14.15.2. Способы бурения и породоразрушающий инструмент

Способ бурения рекомендуется применять в зависимости от конкретных гидрогеологических условий, глубины и диаметра скважин.

Характеристика и условия применения различных способов бурения

Способ бурения	Область применения
Вращательный с прямой промывкой глинистым раствором	В рыхлых неустойчивых породах и при вскрытии напорных водоносных горизонтов
Вращательный с прямой промывкой или продувкой воздухом	В устойчивых скальных породах, в многолетнемерзлых породах, необводненных, трещиноватых и закарстованных породах
Вращательный с обратной промывкой	Скважины диаметром до 1000 мм и более в породах без включения валунов и большого количества крупной гальки при глубине залегания уровня подземных вод 3 м и более от поверхности земли
Ударно-канатный	В породах различной крепости: рыхлых крупнообломочных породах; на безнапорные водоносные горизонты; в районах, где затруднительно организовать водоснабжение для промывки скважины в процессе бурения, а также когда гидрогеологические особенности месторождения недостаточно изучены
Комбинированный (ударно-канатный и роторный)	Скважины глубиной более 150 м в рыхлых породах в сложных гидрогеологических условиях
Реактивно-турбинный	Скважины диаметром более 500 мм глубиной не менее 200 мм

При бурении скважин на воду в качестве породоразрушающего инструмента при вращательном способе обычно применяются марочные долота, а при ударно-канатном наиболее употребительны округляющие, плоские, крестовые долота и желонки.

Рекомендации по выбору типа породоразрушающего инструмента приведены в табл. 14.4 и 14.5.

14.15.3. Способы промывки и промывочные жидкости

При бурении дренажных скважин, как в целом скважин на воду, применяются способы прямой и обратной промывки.

В отечественной практике до настоящего времени наибольшее распространение имеет бурение с прямой промывкой. В благоприятных геологических условиях (отсутствуют зоны поглощения, газопроявления, обвалы стенок и т.д.) в качестве промывочной жидкости обычно используется нормальный глинистый раствор с параметрами: плотность 1,10—1,25 т/м^3, содержание песка (по массе) — до 4 %, суточный отстой — 3—4 %.

При бурении скважин в неустойчивых, трещиноватых породах, плывунах, набухающих породах рекомендуется применять специальные промывочные растворы (со сниженной плотностью, с высокими значениями вязкости и статического напряжения сдвига), в состав которых входят соответствующие реагенты. Наиболее употребительные из них приведены в табл. 14.6.

Тип и дозировка реагентов должны уточняться лабораторными исследованиями на месте производства работ в зависимости от химического состава применяемых воды и глины.

Бурение скважин с обратной промывкой предпочтительно применять при вскрытии безнапорных или слабонапорных водоносных горизонтов, при этом избыточное гидростатическое давление в скважине должно быть не менее 300 Па. В качестве циркуляционного рабочего агента применяется техническая вода или ес-

Таблица 14.4.
Рациональная область применения трехшарошечных долот

Тип шарошек	Область применения	Исполнение шарошек
М	Бурение мягких пород	С фрезерованными зубьями
МЗ	Бурение мягких абразивных пород	Со вставными зубьями
МС	Бурение пород мягких с пропластками средней твердости	С фрезерованными зубьями
МСЗ	Бурение мягких абразивных пород с пропластками средней твердости	С фрезерованными и вставными зубьями
С	Бурение пород средней твердости	С фрезерованными зубьями
СЗ	Бурение абразивных пород средней твердости	Со вставными зубьями
СТ	Бурение пород средней твердости с пропластками твердых пород	С фрезерованными зубьями
Т	Бурение твердых пород	С фрезерованными зубьями
ТЗ	Бурение твердых абразивных пород	Со вставными зубьями
ТК	Бурение твердых пород с пропластками крепких пород	Со вставными зубьями и фрезерованными
К	Бурение крепких пород	Со вставными зубьями
ОК	Бурение очень крепких пород	Со вставными зубьями

Таблица 14.5.
Рациональная область применения долот для ударно-канатного способа бурения

Порода	Породоразрушающий инструмент
Граниты, кварциты, крепкие абразивные породы, крепкие известняки, песчаники, глинистые сланцы	Округляющие долота с большим углом притупления и вогнутым лезвием. Желонки с плоским клапаном
Мягкие известняки, суглинки, твердые глины, мел, мергель	Округляющее или плоское долото. Желонка с ножом. При условии разбуривания мягких пород допускается применение желонки с плоским клапаном или с окнами. В комплект бурового снаряда включается короткая утяжеленная штанга. При бурении обрушающихся пород диаметр желонки принимается на 100 мм меньше внутреннего диаметра обсадной колонны
Глинистые и песчанистые породы с валунами	Крестовые и округляющие долота. Желонка с плоским клапаном
Пески	Скважины бурятся с одновременным креплением стенок обсадными трубами. Разрушение и удаление из забоя породы желонкой. Сухие пески предварительно разрыхляются плоским или двутавровым долотом. Диаметр желонки на 100 мм меньше внутреннего диаметра спускаемой обсадной колонны. С целью уменьшения объема извлекаемой горной породы бурение целесообразно производить с опережением забоя башмаком обсадных труб на глубину 2 м
Галька с валунами	При встрече одинаковых валунов диаметром меньше диаметра скважины последние отжимаются в стенки скважины пирамидальным или эксцентричным долотом. При условии невозможности отжатия в сторону валун разбивают крестовым или округляющим долотом. Эффективно разрушение валунов взрывным способом
Галечник и гравий	Скважины бурятся с одновременным спуском обсадных труб. Забой скважины разрыхляется двутавровым долотом с последующим подъемом породы желонкой с плоским клапаном. Диаметр желонки на 100 мм меньше внутреннего диаметра спускаемой обсадной колонны

Таблица 14.6.
Химические реагенты для обработки буровых растворов

Химический реагент	Назначение химического реагента	Нормы добавки в буровой (глинистый) раствор и дозировки компонентов
Поваренная соль	Структурообразователи	До 39 % по массе от объема раствора
Жидкое стекло	"	До 5 % по массе от объема раствора
Асбест	"	До 1—2 % по массе от объема раствора
Палыгорскит	"	На 1 м³ раствора, насыщенного солью, до 100 кг
Углещелочной реагент (УЩР)	Стабилизаторы	До 5 % по массе от объема раствора
Торфощелочной реагент (ТЩР)	"	То же
Карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ)	"	До 3 % по массе от объема раствора
Полиакрилаты (метас) гипан	"	До 2,5 по массе от объема раствора
Сульфитно-спиртовая барда (ССБ)	"	До 5 % по массе от объема раствора
Крахмальный реагент	"	2—3 % по массе от объема раствора
Кальцинированная сода	Связывающие ионы кальция	До 0,5 % по массе от объема раствора
Форсфаты натрия	То же	До 0,25 % по массе от объема раствора
Хлористый кальций	Поставляющие ионы кальция	2—3 % по массе от объема раствора
Гашеная известь	То же	До 0,5 % по массе от объема раствора
Каустическая сода	Регуляторы щелочности	0,01—0,25 % от объема раствора
Бурый уголь	То же	Добавляется в буровой раствор в виде 20—30 %-ной взвеси

тественный глинистый раствор, образующийся от взаимодействия воды с частицами выбуренной породы.

В зарубежной практике бурения скважин на воду наряду с глинистыми растворами широкое распространение получили растворы на полимерной основе.

В США на основе полимера ХС используются растворы "Куик трол", полимерные растворы типа "Сепаран" (АР30, Р2), в ФРГ — "Престол2850". При ударном бурении фирма "Бейнер Дрил" (Канада) применяет воду, обработанную препаратом "Тригель".

Список литературы

1. Гидрогеологические исследования в горном деле / В.А. Мироненко, Ю.А. Норватов, Л.И. Сердюков и др. — М.: Недра, 1976.

2. Мироненко В.А., Мольский Е.В., Румынин В.Г. Горнопромышленная гидрогеология. — М.: Недра, 1989.

3. Плотников Н.И., Рогинец И.И. Гидрогеология рудных месторождений. — М.: Недра, 1987.

4. Справочник по осушению горных пород. Под редакцией И.К. Станченко. — М.: Недра 1984.

15
Электроснабжение и освещение

15.1. Электроснабжение карьеров

15.1.1. Построение систем электроснабжения карьеров

Электроснабжение карьеров должно осуществляться, как правило, от районных энергосистем по воздушным линиям электропередачи (ВЛ) напряжением 35—220 кВ с применением принципа глубокого ввода высокого напряжения.

Рекомендуется глубокий ввод высокого напряжения осуществлять путем установки передвижных трансформаторных подстанций (ПКТП) напряжением 35/6—10 кВ в пределах горных работ, в том числе непосредственно на уступах карьера.

Для питания передвижных электроустановок напряжением до 35 кВ следует применять систему с изолированной нейтралью.

Для сетей напряжением 6—10 кВ допускается заземление нейтрали через высокоомные резисторы, трансформаторные и другие устройства, обеспечивающие наложение активного тока замыкания на землю.

Рекомендуемые значения сопротивления высокоомных резисторов в зависимости от емкостного тока металлического замыкания на землю в сети напряжением 6—10 кВ приведены ниже.

Емкостной ток замыкания в сети, А	0,7—2*	3—4	5—6	7—8	9—10
Сопротивление резистора в нейтрали (кОм) при напряжении сети:					
6 кВ	3	2	1	1	0,75
10 кВ	4	3	2	1,5	1

* Для сетей, оснащенных защитами от замыкания на землю типа ЗЗП-1, значения сопротивления резистора в указанном диапазоне емкостных токов должны быть увеличены в 2 раза.

Допускается применение системы с глухозаземленной нейтралью для электрических сетей напряжением до 380 В стационарных объектов на территории карьера (железнодорожные станции, гаражи, бытовые помещения, осветительные установки, водопонижающие установки, расположенные за границей ведения горных работ и т.п.) при условии, что питание этих объектов предусмотрено от отдельных трансформаторов.

Для электроснабжения потребителей карьера следует предусматривать, как правило, напряжения:

35 кВ — для распределения электроэнергии и питания электроприемников вскрышных и добычных горных машин и комплексов;

10 или 6 кВ — для питания электродвигателей и распределения электроэнергии;

до 1 кВ — для питания остальных электроприемников.

Схемы электроснабжения карьеров рекомендуется принимать:

при транспортной системе разработки — продольную, с расположением передвижных ВЛ напряжением 6—10 кВ на уступах (рис. 15.1.). В отдельных случаях

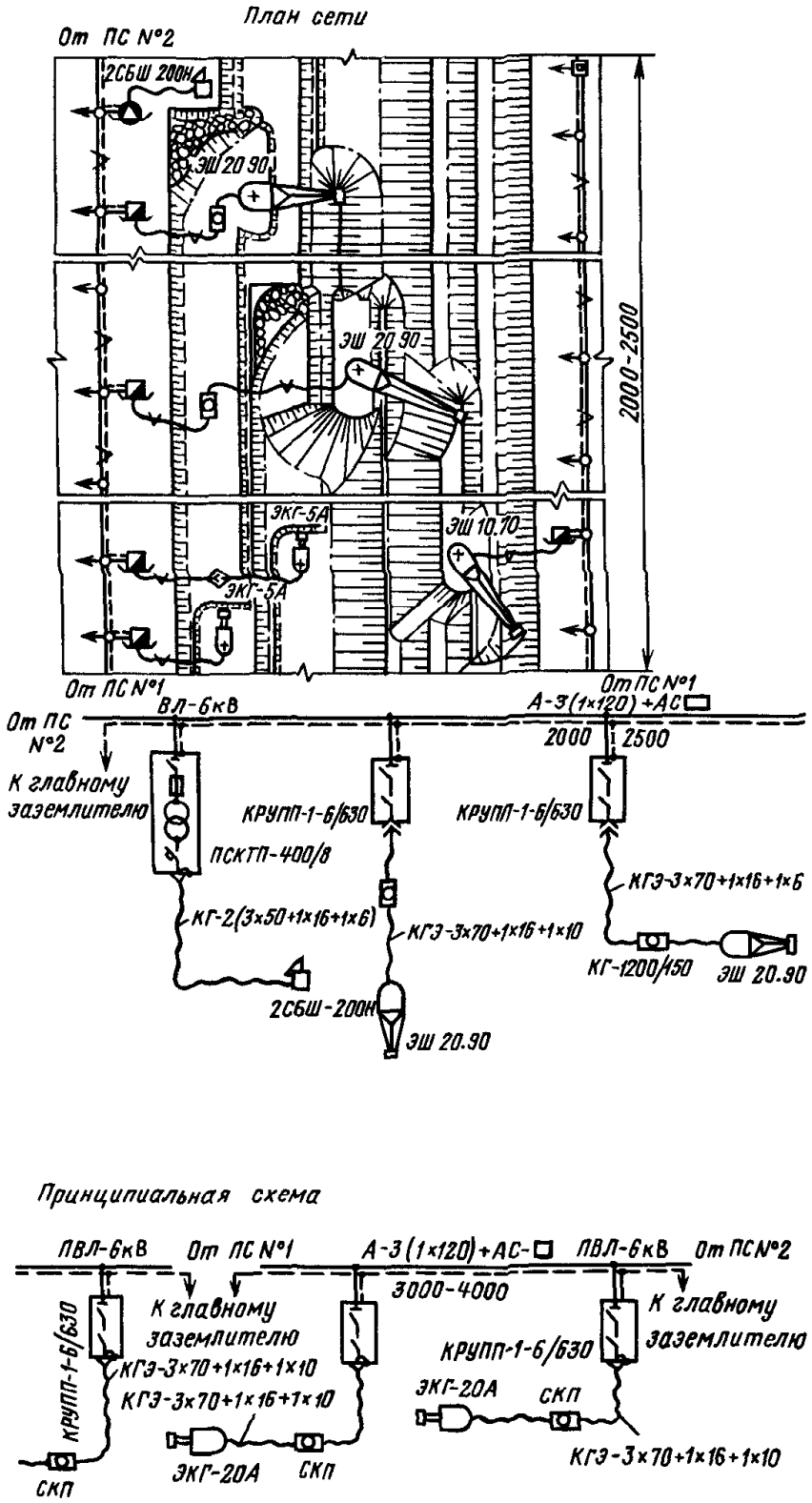


Рис. 15.1. Электроснабжение участка при транспортной системе разработки с двумя

Перечень условных обозначений


Экскаватор одноковшовый (ЭКГ или ЭВГ)


Экскаватор шагающий (ЭШ)


Экскаватор роторный (ЭРП, ЭРГВ)


Отвалообразователь


Перегружатель (ПГ)


Экскаватор цепной


Ленточный конвейер (КЛЗ, КЛТЛ)


Буровой станок (СБШ, СБШК, СБР)


Самоходный кабельный передвижчик (СКП)


Кран-укосина с кабельным барабаном


Подстанция 110/35/6(10) кВ, стационарная (существующая, ГПП)


Подстанция 35/6(10) кВ, стационарная


Подстанция 35/6(10) кВ, передвижная (ПКТП)


Подстанция 6(10)/0,4 кВ, передвижная (ПСКТП)


Передвижной комплектный распределительный пункт с выключателями (КРУП-6В)

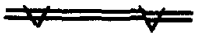

Передвижной комплектный распределительный пункт с разъединителями (КРУП)

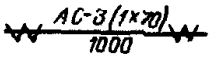

Передвижной приключательный пункт с выключателем 35 кВ


Передвижной приключательный пункт с выключателем 6-10 кВ (КРУПП)

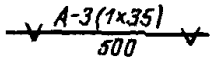

Передвижной приключательный пункт с разъединителем


Кабельный штепсельный разъем


Двухцепная воздушная ЛЭП на напряжение 6(10) кВ



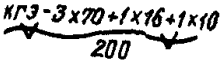
Воздушная ЛЭП 35 кВ с проводом АС сечением 3 (1×70) мм^2, длиной 1000 м



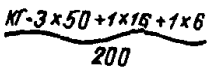
Воздушная ЛЭП 6(10) кВ с проводом А сечением 3 (1×35) мм^2, длиной 500 м



Кабель гибкий 35 кВ марки КШГВЭ сечением 3×70+3×16, длиной 700 м



Кабель гибкий 6 кВ марки КГЭ сечением 3×70+1×16+1×10, длинои 200 м



Кабель гибкий 0,6б кВ марки КГ сечением 3×50+1×16+1×6, длиной 200 м

Заземляющий провод


Электрод заземления


Опора промежуточная стационарная


Опора промежуточная стационарная с разъединителем


Опора стационарная с подкосом


Опора промежуточная передвижная


Опора промежуточная передвижная с разъединителем


Опора угловая стационарная


Опора угловая передвижная


Опора концевая стационарная


Опора концевая передвижная


Опора ответвительная стационарная


Трансформатор


Выключатель автоматический

Выключатель (вакуумный)

Разъединитель

Предохранитель

экскаваторами ЭКГ-20 на уступе и БВР. План сети и принципиальная схема

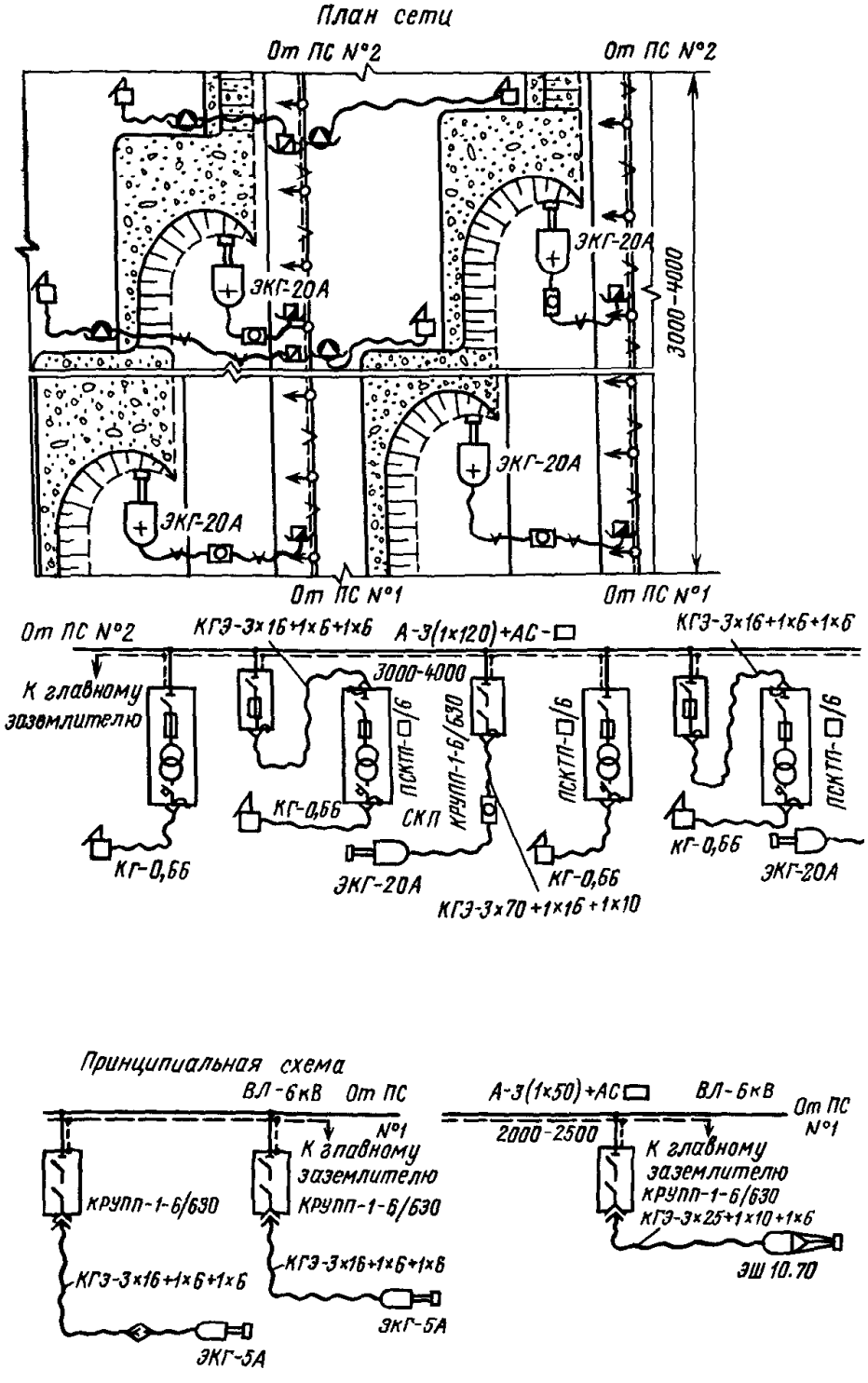


Рис. 15.2. Электроснабжение участка при бестранспортной системе разработки с двумя экскаваторами ЭШ20.90 на вскрыше, ЭШ10.70 на переэкскавации и БВР (два наклонных пласта). План сети и принципиальная схема

(большой объем буровзрывных работ, значительная протяженность фронта горных работ и др.) при технико-экономическом обосновании возможно применение поперечной схемы электроснабжения;

при бестранспортной системе разработки — построенную по принципу блока "ВЛ 35-110 — ПКТП 35-110/6-10 кВ" с бортовыми магистральными и радиально-поперечными ВЛ 6-10 кВ (рис. 15.2.);

при применении техники непрерывного действия — магистрально-радиальную с расположением кабельных линий электропередачи (КЛ) на уступах (рис. 15.3.);

при комбинированной системе разработки — состоящие из комбинаций схем карьеров с цикличной и поточной технологией (рис. 15.4.).

Вопрос об окончательном выборе системы электроснабжения следует решать технико-экономическим сравнением возможных вариантов системы. При этом (при различных уровнях надежности системы) рекомендуется учитывать ущерб от перерывов электроснабжения основных электроприемников карьера.

Питание технологически связанных горнотранспортных машин и комплексов рекомендуется осуществлять от общего источника питания или линии электропередачи.

К одной передвижной ВЛ напряжением 6-10 кВ рекомендуется присоединять не более:

трех экскаваторов с ковшом вместимостью до 5 $м^3$ и трех ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А;

двух экскаваторов с ковшом вместимостью до 15 $м^3$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А;

одного экскаватора с ковшом вместимостью 20 $м^3$ и более и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А;

двух роторных (многочерпаковых) экскаваторов с теоретической производительностью до 1300 $м^3/ч$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А;

одного роторного (многочерпакового) экскаватора с теоретической производительностью свыше 1300 $м^3/ч$ и двух ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А;

пяти буровых станков напряжением 6-10 кВ или ПКТП единичной мощностью до 630 кВ · А для питания силовых потребителей или десяти ПКТП единичной мощностью до 100 кВ · А для питания осветительных установок.

Допускается в обоснованных случаях изменять число подключаемых к одной ПВЛ потребителей.

Суммарная протяженность гальванически связанных воздушных и кабельных сетей напряжением 6-10 кВ, как правило, должна быть такой, чтобы емкостной ток металлического однофазного замыкания на землю не превышал 15 А. В случае превышения указанного значения тока сеть рекомендуется разукрупнять установкой дополнительных ПКТП 35/6-10 кВ.

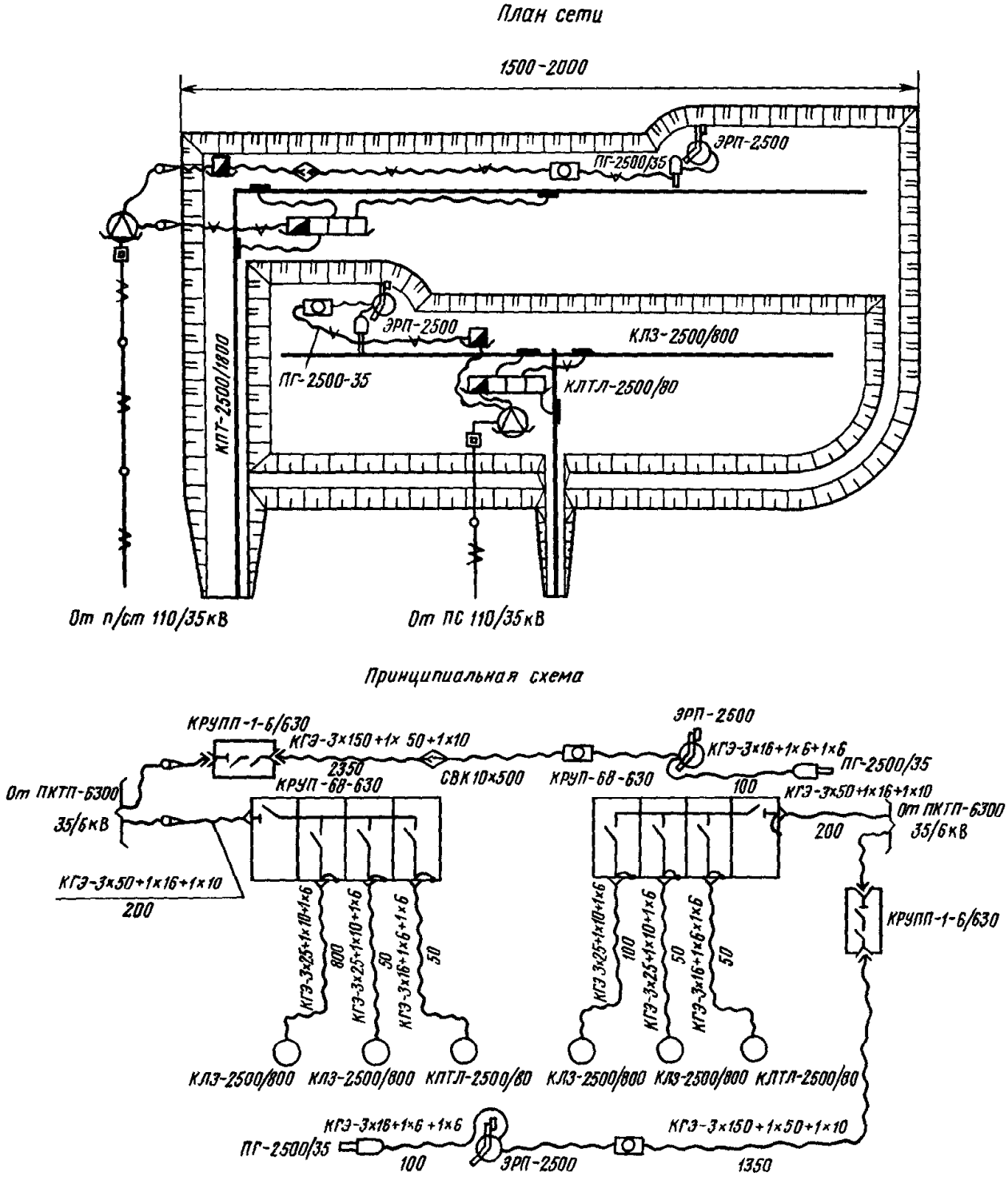


Рис. 15.3. Электроснабжение участка с техникой непрерывного действия — двумя роторными комплексами производительностью по 2500 м^3/ч. План сети и принципиальная схема

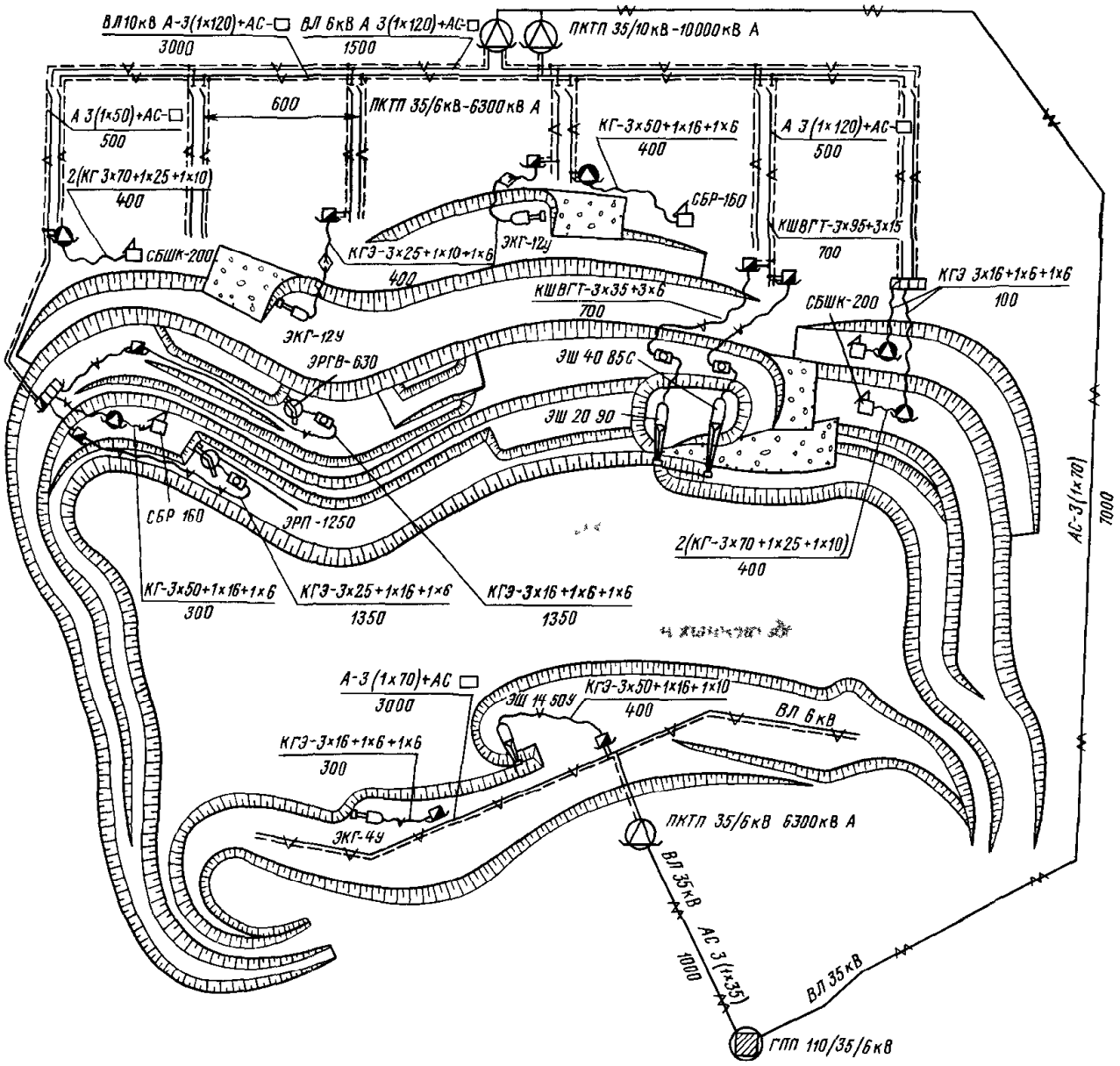


Рис. 15.4. Электроснабжение карьера с комбинированной системой разработки. План сети

Питание электроустановок карьера должно, как правило, выполняться обособленно (отдельно) от потребителей другого назначения (городских, шахтных и др.).

Совместное питание потребителей от одной секции шин допускается при условии оборудования всех отходящих присоединений, в том числе питающих сторонние потребители, селективными защитами (основной и резервной) от однофазных замыканий на землю с действием на отключение.

Присоединение передвижных электроустановок к линиям электропередачи напряжением до 35 кВ должно осуществляться с помощью приключательных (ПП) или распределительных (РП) пунктов, а также с использованием РУ передвижных подстанций. Подключение двух экскаваторов к одному ПП не разрешается.

Допускается подключение к одному ПП экскаватора и ПКТП для питания буровых станков, если присоединение двух отходящих кабелей предусмотрено конструкцией ПП.

15.1.2. Передвижные комплектные трансформаторные подстанции

Передвижные комплектные трансформаторные подстанции ПКТП 35/6-10 кВ предназначены для питания горных машин напряжением 6-10 кВ, а также строительных и других временных площадок в системе электроснабжения открытых горных работ. Техническая характеристика ПКТП приведена ниже.

Номинальная мощность, кВ А	2500, 4000, 6300, 10000
Номинальное первичное напряжение, кВ	35
Номинальное вторичное напряжение, кВ	6 или 10
Тип силового трансформатора	Двухобмоточный масляный с естественным воздушным охлаждением (для 10000 кВ А — дутьевое охлаждение)
Регулирование напряжения	Под нагрузкой, с диапазоном и ступенями регулирования ± 10 % (± 4×2,5 %), для 10000 кВ А — регулирование без возбуждения, ручное, пределы и степени регулирования ± 5 % (± 2 × 2,5)
Напряжение короткого замыкания, %	6,5—7,5
Схема и группа соединиения обмоток	У/Д — 11
Мощность трансформатора собственных нужд, кВ А	100
Тип выключателей на стороне ВН и НН	Вакуумные
Число вводов	1
Число выводов	4
Исполнение вводов и выводов	Воздушные и кабельные
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1
Габариты, мм	
длина (всех блоков)	20180
ширина	3175
высота при вводе и выводах	
кабельных	3760
воздушных	4500—4750
Масса с учетом массы силового трансформатора, т	До 49,5

Передвижные комплектные подстанции ПСКТП 6/0,4 кВ с сухими трансформаторами (табл. 15.1) предназначены для питания горных машин и механизмов сравнительно небольшой мощности (буровых станков, ленточных конвейеров, передвижных компрессоров, водоотливных установок, освещения и т.д.) на карьерах.

Передвижные комплектные подстанции ПСКТП 6/0,4—0,23 кВ мощностью 25—63 кВ А с сухими трансформаторами предназначены для электроснабжения переменным током осветительных установок и других вспомогательных передвижных электроприемников на открытых горных работах. Техническая характеристика ПСКТП 6/0,4—0,23 приведена ниже.

Тип подстанции	25/6	40/6	63/6
Номинальная мощность, кВ·А	25	40	63
Номинальное первичное напряжение, кВ	6 ± 5 %	6 ± 5 %	6 ± 5 %
Номинальное вторичное напряжение, кВ	0,4 0,23	0,4 0,23	0,4 0,23
Схема и группа соединения обмоток	$Y/Y_н$	Y/Yн	Y/Yн
Напряжение короткого замыкания, %	3,7	3,7	3,7
Ток холостого хода, %	6,0	6,0	6,0
Ввод ВН		Воздушно-кабельный	
Число выводов НН	1	2	2
Исполнение выводов		Кабельное	
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм:			
длина	2000	2000	2000
ширина	1300	1300	1300
высота при вводе:			
кабельном	2170	2170	2170
воздушном	4500	4500	4500
Масса, кг	1900	2000	2100

Таблица 15.1.
Техническая характеристика ПСКТП

Показатели	Тип подстанции			
	100/6	250/6	400/6	630/6
Номинальная мощность, кВ·А	100	250	400	630
Номинальное первичное напряжение, кВ	6±5 %	6±5 %	6±5 %	6±5 %
Номинальное вторичное напряжение, кВ	0,4; 0,23	0,4	0,4	0,69; 0,4
Схема и группа соединения обмоток	$Y/Y_н$—0	Y/Δ—11	Y/Δ—11	Y/Y—0; Y/Δ—11
Напряженне короткого замыкания, %	3,7	3,5	3,5	3,5
Ток холостого хода, %	6,0	3,5	2,5	1,9
Ввод ВН	Воздушно-кабельный			
Число выводов НН	1	3	3	3
Исполнение выводов	Кабельное			
Тип выключателей выводов	А 3700	А 3700	А 3700	ВА53-41
Степень защиты встроенного электрооборудования по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм:				
длина	3900	4050	4200	4130
ширина	1320	1320	1320	1320
высота при вводе				
кабельном	2180	2180	2180	2270
воздушном	4500	4500	4500	4935
Масса, кг	2500	3500	4300	5350

15.1.3. Передвижные комплектные распределительные пункты

Передвижные комплектные распределительные пункты (ПРП) предназначены для распределения электрической энергии напряжением 6—10 кВ и разветвления кабельных сетей в схемах электроснабжения передвижного горнотранспортного оборудования на открытых горных работах.

Техническая характеристика ПРП приведена ниже.

Тип ПРП	КРУП-10В-630УХЛ1	КРУП-10-630УХЛ1
Номинальное напряжение, кВ	6, 10	6, 10
Номинальный ток сборных шин, А	630	630
Число вводов	1	1
Исполнение вводов	Воздушно-кабельный	
Число выводов	3	3
Исполнение выводов	Кабельное	
Тип выключателя	Вакуумный разъединитель	
Степень защиты по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УХЛ1	УХЛ1
Габариты, мм		
длина	4800	4200
ширина	2720	2720
высота при вводе —		
кабельном	3410	3410
воздушном	4600	4600
Масса, кг	7500	6000

15.1.4. Передвижные приключательные пункты

Передвижные приключательные пункты (ПП) предназначены для подключения, питания и защиты электрооборудования потребителей карьеров напряжением 6—10 кВ.

Техническая характеристика ПП приведена ниже.

Тип ПП	КРУПЭ-10УI	КРУПП-1-6(10)/630УХЛI	ЯКНО 10УI
Номинальное напряжение, кВ	6, 10	6, 10	6, 10
Номинальный ток, А	630	630	630
Ввод	Воздушный	Воздушно-кабельный	Воздушный (кабельный)
Число выводов	1, 2	1, 2	1, 2
Исполнение выводов		Кабельное	
Тип выключателя		Вакуумный	
Степень защиты по ГОСТ 14254—80	IP 54	IP 54	IP 54
Климатическое исполнение по ГОСТ 15150—69	УI	УХЛI	УI
Габариты, мм			
длина	3210	4860	2500
ширина	1750	2500	2180
высота при вводе —			
воздушном	4500	4605	4500
кабельном	—	2360	2900
Масса, кг	1500	2500	1500(2100)

15.1.5. Воздушные линии электропередачи

Для электроснабжения электроприемников карьеров сооружают стационарные и передвижные воздушные линии (ВЛ) электропередачи напряжением 6—35 кВ.

Для сооружения стационарных ВЛ 6—35 кВ рекомендуется применять типовые опоры, разработанные институтами "Энергосетьпроект" и "Сельэнергопроект", алюминиевые и сталеалюминиевые провода сечением 35—185 мм^2.

При сооружении передвижных ВЛ 6—10 кВ рекомендуется применять деревянные одностоечные опоры на железобетонных основаниях, конструкции которых разработаны институтами Центрогипрошахт, Гипроруда (г. Санкт-Петербург), Сибгипрошахт, алюминиевые провода сечением 35—120 мм^2 (возможно применение сталеалюминиевых проводов сечением < 95 мм^2).

Расстояние (пролет) между передвижными опорами определяется конкретными климатическими условиями, но не должно превышать 50 м.

Секционирование стационарных и передвижных ВЛ 6—10 кВ производят посредством установки секционных разъединителей на опорах в местах разветвления электрической сети Расстояние между секционными разъединителями передвижных ВЛ — 400—600 м.

15.1.6. Кабельные линии электропередачи

Для электроснабжения электроприемников карьеров применяют магистральные и распределительные кабельные линии электропередачи (ЛЭП) напряжением 6—10 кВ, прокладываемые по уступам.

Магистральные и распределительные кабельные ЛЭП 6—10 кВ выполняют гибкими кабелями КГЭ-6, КГЭТ-6, КВГВ-10 и др.

Для питания электроприемников напряжением до 1 кВ применяют гибкие кабели КГ-0,66 со вспомогательной жилой (ТУ16-705.356—84).

Конструктивные размеры и допустимые токовые нагрузки основных марок силовых гибких кабелей приведены в табл. 15.2—15.5.

Таблица 15.2.
Конструктивные размеры силовых гибких кабелей 6 кВ (ГОСТ 9388—82)

Число и номинальное сечение жил, мм^2			Номинальный наружный диаметр кабеля, мм	Расчетная масса 1 км кабеля, кг			
основных	заземления	вспомогательных		КГЭ, КГЭ-ХЛ	КГЭТ	КГЭ-Т	КВГВ
3×10	1×6	1×6	41,2	2170	2143	2304	—
3×16	1×6	1×6	43,8	2522	2491	2665	—
3×25	1×10	1×6	46,4	3014	2979	3173	—
3×35	1×10	1×6	50,2	3641	3601	3819	—
3×50	1×16	1×10	53,9	4309	4266	4543	—
3×70	1×16	1×10	63,3	5835	5783	6120	—
3×95	1×25	1×10	66,5	6998	6941	7319	—
3×120	1×35	1×10	72,0	8267	8203	8618	—
3×150	1×50	1×10	77,6	9802	9730	10195	—
3×150	1×50	7×2,5	89,3	—	—	—	12144

Примечание. Длительно допустимая температура на токоведущих жилах кабелей КГЭ, КГЭ-Т не должна превышать 75°С, кабелей КГЭТ, КВГВ — не более 85°С и кабеля КГЭ-ХЛ — 80°С

Таблица 15.3.
Длительно допустимые токовые нагрузки кабелей при номинальной температуре воздуха +25°С

Сечение основной жилы, мм	Длительно допустимый ток, А				
	КГЭ, КГЭ-Т	КГЭ-ХЛ	КГЭТ	КГ	КВГВ
10	82	91	94	—	—
16	106	117	121	—	—
25	141	157	161	148	—
35	170	189	195	178	—
50	213	235	242	222	—
70	260	289	296	268	—
95	313	346	356	323	—
120	367	403	417	381	—
150	413	458	470	—	500

Примечания. 1 Для кабелей, намотанных на барабан, длительно допустимый ток определяется с учетом поправочных коэффициентов: 0,8 — при числе слоев навивки равным 1; 0,6 — при числе слоев навивки — 2; 0,5 — при числе слоев навивки — 3. 2. При температуре воздуха, отличной от +25°С, применяются поправочные коэффициенты, приведенные в табл. 15 5

Таблица 15.4.

Конструктивные размеры силовых гибких кабелей марки КГ-0,66 со вспомогательной жилой

Число и номинальное сечение жил, мм			Номинальный наружный диаметр кабеля, мм	Расчетная масса 1 км кабеля, кг
основных	заземления	вспомогательных		
3×25	1×10	1×4	30,5	1691
3×35	1×10	1×4	34,7	2204
3×50	1×16	1×6	41,2	3129
3×70	1×25	1×10	45,7	4079
3×95	1×35	1×10	51,0	5238
3×120	1×35	1×10	55,9	6440

Примечание. Длительно допустимая температура на токоведущих жилах кабелей не должна превышать 75°С.

Таблица 15.5.

Длительно допустимые токовые нагрузки на гибкие кабели в зависимости от температуры окружающей среды*

Допустимая температура нагрева жил кабелей, °С	Коэффициент k_t при температуре (°С) окружающей среды*							
	—60	—50	—40	—30	—20	—10	—5	0
65	1,76	1,69	1,62	1,54	1,45	1,37	1,32	1,27
85	1,56	1,50	1,44	1,38	1,32	1,26	1,23	1,19

Продолжение табл. 15.5.

Допустимая температура нагрева жил кабелей, °С	Коэффициент k_t при температуре (°С) окружающей среды*							
	+5	+10	+15	+20	+25	+30	+40	+50
65	1,22	1,17	1,12	1,06	1,00	0,94	0,79	0,61
85	1,15	1,12	1,08	1,04	1,00	0,96	0,86	0,78

* Значения коэффициента k_t приняты согласно "Руководству по эксплуатации и ремонту гибких кабелей на напряжение 6-10 кВ на открытых горных работах".

15.1.7. Соединительные муфты и разъемы для гибких кабелей

Соединительные муфты предназначены для временного соединения отрезков гибких высоковольтных экскаваторных кабелей на карьерах в аварийных случаях и при перегонах экскаваторов. Техническая характеристика муфт приведена ниже.

Соединительная муфта	СМ1	СМ2
Сечение рабочих жил кабеля, мм²	70—120	70—120
Наружный диаметр кабеля, мм	49—89	49—89
Номинальное напряжение, кВ	10	10
Номинальный ток, А	250	250
Габариты, мм		
длина	1180	1400
ширина	680	850
высота	1145	755

Высоковольтный кабельный разъем РК-3-6/250 предназначен для соединения между собой отрезков силовых гибких кабелей с резиновой изоляцией, а также для присоединения этих кабелей к передвижному электрооборудованию (подстанциям, приключательным пунктам) и технологическим машинам, работающим в условиях открытых горных работ.

Техническая характеристика разъема РК-3-6/250

Номинальное напряжение главных цепей, кВ	6
Наибольшее рабочее напряжение, кВ	7,2
Номинальный ток, А	250
Номинальное напряжение цепи управления, В	400
Номинальный ток цепи управления, А	10
Число контактов разъема	
главных	3
заземления	1
управления	1
Сечение рабочих жил кабеля, мм²	16—95
Наружный диаметр кабеля, мм	До 70
Размеры разъема в сборе, мм	
длина	590
диаметр	156
Масса разъема в сборе, кг	12,5

15.1.8. Расчет электрических нагрузок силовых потребителей карьеров

Расчет удельного расхода электроэнергии горно-технологическим оборудованием карьеров приведен в табл. 15.6.

Сменный расход электроэнергии (кВт·ч):

горных машин (экскаватора, конвейерной установки, перегружателя, отвалообразователя, транспортно-отвального моста, бурового станка и т.п.)

$$W_{см} = kw_t П_t;$$

водоотливной установки

$$W_{см} = kw_t П_t H_г,$$

где k — коэффициент потерь электроэнергии (принимается $k = 1,1$ для высоковольтных электроприемников и $k = 1,15$ для низковольтных); w_t — удельный расход электроэнергии (см. табл. 15.6.); $П_t$ — сменная производительность машины или установки; $H_г$ — геодезическая высота подъема воды, м.

Среднесменная активная мощность (кВт) машины или установки

$$p_{см1} = W_{см}/t_{см},$$

где $t_{см}$ — продолжительность смены, ч.

Среднесменная активная мощность (кВт) группы прочих потребителей (освещение, рембаза, техкомплекс и др.)

$$p_{см2} = k\,k_и P_{ном},$$

где $k_и$ — коэффициент использования (табл. 15.7); $P_{ном}$ — суммарная номинальная мощность группы приемников, кВт.

Среднемесячная реактивная мощность (квар):

машины или установки

$$p_{Qсм1} = p_{см1}\mathrm{tg}\varphi_1;$$

прочих приемников

$$p_{Qсм1} = p_{см1}\mathrm{tg}\varphi_2,$$

где $\mathrm{tg}\varphi_1$ и $\mathrm{tg}\varphi_2$ — коэффициенты реактивной мощности (см. табл. 15.7).

Таблица 15.6.
Расчетные формулы удельного расхода электроэнергии горно-технологическим оборудованием карьеров

Наименование работ	Машины и механизмы	Расчетная формула удельного расхода электроэнергии	Размерность удельного расхода	Обозначение величин, их размерности
Экскавация	Прямая мехлопата	$w_э = E(0{,}028 + 103/П_э)$	кВт·ч/м^3 породы в целике	E — вместимость ковша одноковшового экскаватора, м^3
	Драглайн с $E \le 25$ м^3	$w_э = E(0{,}055 + 94/П_э)$		$П_э$ — сменная производительность экскаватора, м^3
	ЭШ40.85с	$w_э = 1{,}1 + 3260/П_э$		
	ЭШ100.125	$w_э = 1{,}2 + 7878/П_э$		
	ЭРГ-400	$w_э = 0{,}86 + 152/П_э$		
	ЭР-1250, ЭРП-1250	$w_э = 0{,}14 + 1282/П_э$		
	ЭРП-2500, ЭР-2500	$w_э = 0{,}22 + 2892/П_э$		Для не указанных экскаваторов удельный расход электроэнергии определяется в соответствии с Инструкцией по расчету норм расхода электроэнергии в угольной промышленности (ВН 12.25.007—81)
	ЭРГ=1600	$w_э = 0{,}73 + 4223/П_э$		
	ЭРШРД-5000, ЭРШР-5000	$w_э = 0{,}68 + 2048/П_э$		
Транспортирование и отвалообразование	Ленточные конвейеры, перегружатели, отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты	$w_к = 0{,}22 + 1{,}1cv_л/Q_к \pm 4{,}0H_к/L_к$	кВт·ч/(т·км)	c — коэффициент (c = 24 ÷ 134 при ширине ленты 500—2500 мм); $v_л$ — скорость ленты, м/с; $Q_к$ — часовая производительность конвейерной установки, т/ч; $H_к$ — разность конечного и начального уровней конвейерной установки, км; $L_к$ — длина конвейера, км
	Буровые станки: шарошечного бурения	$w_б = 2{,}66 + 0{,}47/(dv_б)$	кВт·ч/м	d — диаметр скважины, м; $v_б$ — механическая скорость бурения, м/мин
	вращательного бурения	$w_б = 0{,}53/v_б$		
	ударно-вращательного бурения	$w_б = 1{,}75/v_б$		
Водоотлив	Насосные установки	$w_b = 0{,}0031/(\eta_н \eta_т)$	кВт·ч/(м^3·м)	$\eta_н$, $\eta_т$ — КПД соответственно насосной установки и трубопровода
Гидромеханизация	Гидромониторы	$w_{гм} = \beta H_{м.н} 0{,}0031/(\eta_н \eta_т)$	кВт·ч/м^3 породы в целике	

Продолжение табл. 15.6.

Наименование работ	Машины и механизмы	Расчетная формула удельного расхода электроэнергии	Размерность удельного расхода	Обозначение величин, их размерности
	Гидротранспорт	$w_{гт} = H_{м\,з}[0{,}0045(\gamma_г - 1) + 0{,}0031/\eta_з]\alpha$		β — удельный расход напорной воды, $м^3/м^3$, $H_{м\,н}$ — манометрический напор воды, создаваемой насосами, м, $H_{м\,з}$ — манометрический напор землесоса, м, $\gamma_г$ — плотность гидросмеси, $т/м^3$, α — относительное содержание породы в гидросмеси, $м^3/м^3$, $\eta_з$ — КПД землесоса
Производство сжатого воздуха	Компрессорные установки	$w_с = 1{,}1A/(3600\eta_к)$	кВт ч	A — работа сжатия 1 $м^3$ воздуха до заданного давления, $Дж/м^3$, $\eta_к$ — КПД компрессорной установки

Таблица 15.7.

Коэффициенты использования и реактивная мощность прочих приемников

Группа приемников	$k_и$	$tg\varphi_2$
Наружное освещение на карьере и промплощадке	0,45—0,50	0,1
Внутреннее освещение	0,35—0,45	0,1
Посты ЭЦ	0,40—0,50	0,1
Административно-бытовой комбинат	0,50—0,60	0,01
Механическая мастерская карьера	0,18—0,20	1,17
Депо	0,40—0,50	1,01
Котельная промплощадки	0,60—0,70	0,88
Техкомплекс промплощадки	0,40—0,50	1,01
Клетевой подъем дренажной шахты	0,50—0,60	1,01
Вентиляционная дренажной шахты	0,60—0,70	1,01
Горные работы дренажной шахты	0,30—0,40	1,17
Насосная	0,60—0,70	0,88
Складское хозяйство	0,40—0,50	1,01
Компрессоры промплощадки	0,65—0,75	0,88
Калориферная	0,60—0,65	0,88
Химлаборатория	0,40—0,50	0,88
Перегрузочные пункты	0,50—0,60	1,01
Прочие мелкие установки	0,55—0,65	1,01

Значения коэффициента реактивной мощности $\mathrm{tg}\varphi_1$ приемников электроэнергии основных вспомогательных технологических процессов следующие:

Экскаваторы одноковшовые с приводом на постоянном токе по системе Г—Д	
на вскрышных работах	1,17—1,69 (отстающ.), 0,33—0,75 (опереж.)
на добыче угля	1,01—1,69 (отстающ.), 0,48—0,75 (опереж.)
Экскаваторы одноковшовые с приводом на постоянном токе по системе "Тиристорный преобразователь — Двигатель"	
на вскрышных работах	0,75—1,01
на добычных работах	0,70—0,95
Экскаваторы роторные	1,01
Отвалообразователи и ленточные конвейеры	1,01—1,17
Станки шарошечного бурения	1,01
Станки вращательного бурения	1,01
Гидромониторы	0,88
Землесосы мощностью, кВт	
< 200	0,88
> 200	0,50 (опереж.)
Компрессоры мощностью, кВт	
< 200	0,75
< 400	0,63
> 400	0,33 (опереж.)
Насосы водоотливные мощностью, кВт	
< 50	1,01
< 200	0,75
< 500	0,63
> 500	0,50 (опереж.)

Среднемесячная полная мощность (кВ А) линий электропередачи и подстанций, питающих более четырех электроприемников или карьер в целом,

$$P_{S\text{см}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i})^2 + (\sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i})^2]^{\frac{1}{2}}$$

Расчетная мощность:
активная мощность (кВт)

$$P_{\text{расч}} = k_{\max} \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i};$$

реактивная мощность (квар)

$$P_{Q\text{расч}} = k_{Q\max} \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i};$$

полная мощность (кВ·А)

$$P_{S\text{расч}} = (P^2_{\text{расч}} + P^2_{Q\text{расч}})^{\frac{1}{2}},$$

где $k_{\max}$ — коэффициент максимума активной мощности (принимается $k_{\max} = 1{,}42$ при $t_{\text{см}} = 7$ ч, $k_{\max} = 1{,}44$ при $t_{\text{см}} = 8$ ч, $k_{\max} = 1{,}49$ при $t_{\text{см}} = 12$ ч); $k_{Q\max} = 1{,}1$ — коэффициент максимума реактивной мощности.

Средняя активная мощность (кВт) отдельного электроприемника за рабочий цикл

$$p_{\text{ср}i} = w_i \Pi_{\text{т}i} / t_{\text{см}},$$

где $\Pi_{\text{т}i}$ — техническая производительность горной машины или установки.

Средний полный ток (А) отдельного электроприемника

$$I_{\text{ср}i} = p_{\text{ср}i} (1 + \mathrm{tg}^2\varphi_i)^{\frac{1}{2}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}}).$$

Расчетная активная (кВт) и реактивная (квар) мощность отдельного электроприемника карьера

$$p_{\text{расч}i} = k_{\text{ф}} p_{\text{ср}i};$$

$$p_{Q\text{расч}i} = P_{\text{расч}i} \mathrm{tg}\varphi_i,$$

где $k_{\text{ф}}$ — коэффициент формы графика нагрузки отдельного электроприемника карьера (принимается $k_{\text{ф}} = 1{,}25$ для экскаватора типа "прямая лопата", $k_{\text{ф}} = 1{,}16$ для драглайна, $k_{\text{ф}} = 1{,}04$ для роторного экскаватора и станка шарошечного бурения, $k_{\text{ф}} = 1{,}0$ для остальных электроприемников).

Расчетный ток (А)

$$I_{\text{расч}} = (p^2_{\text{расч}} + p^2_{Q\text{расч}})^{\frac{1}{2}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}})$$

Расчетные активные (кВт) и реактивные (квар) нагрузки карьерных линий и подстанций, питающих менее четырех потребителей:

$$P_{\text{расч}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{\text{ср}i})^2 + \sum_{i=1}^{n} (p^2_{\text{ср}i} (k^2_{\text{ф}i} - 1))]^{\frac{1}{2}};$$

$$P_{Q\text{расч}} = [(\sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{ср}i})^2 + \sum_{i=1}^{n} (p^2_{Q\text{ср}i} (k^2_{\text{ф}i} - 1))]^{\frac{1}{2}}.$$

Средневзвешенное значение коэффициента реактивной мощности за наиболее загруженную смену

$$\text{tg}\varphi_{\text{см}} = P_{Q\text{см}} / (\sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i}),$$

где $P_{Q\text{см}}$ — средняя реактивная мощность с учетом компенсации $P_{Q\text{к}}$, квар,

$$P_{Q\text{см}} = \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i} - P_{Q\text{к}}.$$

Эффективная (среднеквадратическая) мощность (кВ·А) группы из четырех приемников

$$P_{S\text{э}} = (1{,}04 \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i})(1 + \text{tg}^2\varphi_{\text{см}}).$$

Расчетная активная нагрузка (кВт) при длительности осреднения $T_{\text{о}} > 30$ мин.

$$P_{\text{расч}T} = k_{\text{max}T} \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{\text{см}2i}.$$

Расчетная реактивная нагрузка (квар)

$$P_{Q\text{расч}T} = k_{\text{max}QT} \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}1i} + \sum_{i=1}^{n} p_{Q\text{см}2i}.$$

Расчетная полная мощность (кВ·А)

$$P_{S\text{расч}T} = (P^2_{\text{расч}T} + P^2_{Q\text{расч}T})^{\frac{1}{2}},$$

где $k_{\text{max}T}$ — коэффициент максимума активной нагрузки,

$$k_{\text{max}T} = 1 + (k_{\text{max}} - 1)(2T_{\text{о}})^{\frac{1}{2}}.$$

$k_{\text{max}QT}$ — коэффициент максимума реактивной нагрузки,

$$k_{\text{max}QT} = 1 + (k_{\text{max}Q} - 1)(2T_{\text{о}})^{\frac{1}{2}}.$$

Пиковый ток (А) линии электропередачи и трансформатора при работе одноковшового экскаватора

$$I_{\text{пик}} = k_{\text{пик}} I_{\text{ср}} + \sum_{i=1}^{n} I_{\text{расч},i}$$

где $k_{\text{пик}}$ — коэффициент максимума пиковой нагрузки экскаватора (принимается $k_{\text{пик}} = 1{,}9 \div 2{,}1$ в зависимости от типа и мощности экскаватора; $I_{\text{ср}}$ — средний полный ток экскаватора; $I_{\text{расч}\,i}$ — расчетный полный ток остальных электроприемников в группе.

15.1.9. Определение мощности трансформаторных подстанций

Для главных понизительных подстанций (ГПП) карьера следует предусматривать, как правило, установку двух силовых трансформаторов с регулированием напряжения под нагрузкой. Мощность каждого из них равна 0,65—0,75 суммарной максимальной нагрузки на момент освоения проектной мощности карьера.

Номинальная мощность (кВ·А) трансформатора по условиям длительного нормального режима работы с учетом эквивалентной температуры охлаждающей среды (в летний период)

$$P_{S\text{ном}\,T} \geq P_{S\text{э}} / (k_{\text{т}} N),$$

где $k_{\text{т}}$ — коэффициент допустимой длительной перегрузки трансформатора, учитывающий отклонение эквивалентной летней температуры охлаждающей среды от номинальной (+20°С) (принимается $k_{\text{т}} = 1{,}0 \div 1{,}08$ по ГОСТ 14209—85); N — число однотипных трансформаторов ГПП.

Проверка возможности работы трансформатора в режиме максимальных (получасовых) нагрузок (кВ·А)

$$P_{S\text{ном}\,T} \geq P_{S\text{расч}} / (k_{\text{п}} N),$$

где $k_{\text{п}}$ — предельное значение коэффициента допустимой перегрузки (принимается $k_{\text{п}} = 1{,}5$ согласно ГОСТ 14209—85).

Коэффициент эквивалентной нагрузки

$$k_1 = P_{S\text{э}} / (N P_{S\text{ном т}}).$$

Условие нормального режима работы трансформатора

$$k_1 \le 0{,}8.$$

Условие бесперебойного электроснабжения потребителей с общей нагрузкой (аварийный режим работы подстанции)

$$P_{S\text{ном т}} \ge P_{S\text{расч.а}} / [k_{\text{п}}(N-1)]$$

$$\text{при } P_{S\text{ном.т}} \ge P_{S\text{э.а}} / [k_{\text{т}}(N-1)],$$

где $P_{S\text{расч а}}$, $P_{S\text{э а}}$ — соответственно расчетная и эффективная мощность аварийного режима с учетом категории приемников и возможности отключения неответственных приемников.

Номинальная мощность трансформатора передвижной комплектной подстанции (ПКТП) по условию нагрева

$$P_{S\text{ном.т}} \ge P_{S\text{расч}}.$$

Условие нормального пуска сетевого двигателя наиболее мощного и удаленного экскаватора при выбранной мощности трансформатора ПКТП

$$U'_{\text{д.п}} = U_{\text{д п}} / U_{\text{ном}} \ge 0{,}75,$$

где $U'_{\text{д п}}$ — кратность напряжения на зажимах двигателя в момент его пуска; $U_{\text{д.п}}$ — напряжение на зажимах двигателя в момент его пуска, кВ; $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение двигателя, кВ.

15.1.10. Выбор сечений проводников

Сечение проводников воздушных и кабельных ЛЭП напряжением до и выше 1000 В выбирается по нагреву токами нагрузки с последующей проверкой:

по экономической плотности тока (только ЛЭП 6-35 кВ со сроком службы более 5 лет);

на термическую стойкость от воздействия токов короткого замыкания (только кабельные ЛЭП-6-10 кВ);

по допустимой потере напряжения.

Расчетный ток (А) в линии

$$I_{\text{расч}} = P_{S\text{расч}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}}) =$$

$$= P_{\text{расч}} / (\sqrt{3} U_{\text{ном}} \cos\varphi_{\text{расч}}),$$

где $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение сети, кВ.

Условие выбора сечения проводников по нагреву

$$I_{\text{расч}} \le I_{\text{доп}}.$$

Условие термической стойкости от воздействия короткого замыкания (к.з.)

$$P_{S\min} = \alpha I_{\text{у}} t_{\text{п}}^{\frac{1}{2}},$$

где $P_{S\min}$ — минимальная расчетная мощность, кВ·А; α — расчетный коэффициент, определяемый допустимой температурой нагрева (для кабелей с бумажной изоляцией до 10 кВ с медными жилами равен 7, с алюминиевыми жилами — 12, для гибких кабелей с резиновой изоляцией — 9); $I_{\text{у}}$ — установившееся значение тока к.з., кА; $t_{\text{п}}$ — приведенное время действия тока к.з. (принимается равным суммарному времени срабатывания защиты и выключателя), с.

Потеря напряжения в трехфазной сети (%), состоящей из M участков с N нагрузками, сосредоточенными в конце ЛЭП на расстояниях один от другого, обусловленных технологией ведения горных работ,

$$\Delta U = 0{,}1 U_{\text{ном}}^{-2} \left[\sum_{i=1}^{N} p_{\text{расч } ij} \sum_{j=1}^{M} l_j (r_{oj} + x_{oj} \operatorname{tg}\varphi_{\text{расч } i})\right],$$

где $p_{\text{расч } ij}$ — расчетная нагрузка i-го электроприемника, приходящаяся на j-й участок сети, кВт; l_j — длина j-го участка сети, км; r_{oj}, x_{oj} — соответственно удельное активное и индуктивное сопротивление j-го участка сети, Ом/км.

Условие допустимой потери напряжения в трехфазной сети:

при длительном режиме работы двигателей электроприемников

$$\Delta U \le 5\ \%;$$

при пиковом режиме работы двигателей электроприемников

$$\Delta U \le 10\ \%.$$

15.1.11. Проверка сети по потере напряжения в пусковом режиме

Напряжение (кВ) на зажимах сетевого двигателя наиболее мощного и удаленного экскаватора в момент его пуска

$$U_{д\,п} = (U_х - \Delta U_{пр}) / (1 + \\ + \sqrt{3} k_{ном\,п} I_{ном.д} U_{ном}^{-1} X_{вн} 10^{-3}),$$

где $U_х$ — напряжение холостого хода, кВ; $\Delta U_{пр}$ — потеря напряжения от прочей нагрузки в общих с пускаемым двигателем элементах сети, кВ; $k_{ном\,п}$ — номинальная кратность пускового тока двигателя; $I_{ном.д}$ — номинальный ток двигателя; $X_{вн}$ — внешнее индуктивное сопротивление участка сети от питающего трансформатора до пускаемого двигателя, Ом.

$$\Delta U_{пр} = (R_{общ} + X_{общ}) P_{расч.пр} 10^{-3} / U_{ном},$$

где $R_{общ}$, $X_{общ}$ — соответственно активное и индуктивное сопротивление элементов сети, общих с пускаемым двигателем, Ом; $P_{расч\,пр}$ — расчетная нагрузка прочих электроприемников с асинхронным приводом (мощностью более 500 кВт), подключенных к сети.

$$X_{вн} = X_т + X_{ВЛ} + X_{КЛ},$$

где $X_т$ — индуктивное сопротивление трансформатора, Ом; $X_{ВЛ}$, $X_{КЛ}$ — индуктивное сопротивление соответственно воздушной (ВЛ) и кабельной (КЛ) ЛЭП, Ом.

$$X_т = 10 U_к U_х^2 / P_{Sном\,т};$$

$$X_{ВЛ} = 0{,}4 l_{ВЛ} / n_{ВЛ},$$

где $U_к$ — напряжение короткого замыкания, %; $P_{Sном\,т}$ — номинальная мощность трансформатора, кВ·А; $l_{ВЛ}$ — длина ВЛ, км; $n_{ВЛ}$ — число параллельных ВЛ.

$$X_{КЛ} = 0{,}08 l_{КЛ} / n_{КЛ},$$

где $l_{КЛ}$ — длина КЛ, км; $n_{КЛ}$ — число параллельных КЛ.

При невыполнении условия нормального запуска сетевого двигателя экскаватора следует рассмотреть возможность применения установки продольно-емкостной компенсации, повышения мощности питающего трансформатора, уменьшения длины ВЛ 6-10 кВ (приближения подстанции к экскаватору).

15.1.12. Расчет токов короткого замыкания в электроустановках напряжением выше 1 кВ

Расчетные формулы для определения сопротивлений элементов системы электроснабжения, выраженных в относительных единицах, приведенных к базисной мощности $P_{Sб}$ МВ·А (принимается кратной 10, т.е. 100, 1000), приведены в табл. 15.8.

Источники питания места к.з. — внешняя система электроснабжения и синхронные электродвигатели.

Расчетное сопротивление (Ом) цепи синхронных двигателей

$$X_{*с.д\ расч} = X_{*\Sigma} P_{S\Sigma} / P_{Sб} + 0{,}07,$$

где $X_{*\Sigma}$ — суммарное сопротивление цепи от синхронных двигателей до места к.з., Ом; $P_{S\Sigma}$ — суммарная номинальная мощность синхронных двигателей, МВ·А.

Ток (кА) к.з. от энергосистемы (источники неограниченной мощности),

$$I'' = I_t = I_у = P_{Sб} / (\sqrt{3} U_б X_{*\Sigma c}),$$

где I_t — действующее значение полного тока к.з. для произвольного момента времени выбора выключателей по отключенному току, кА; $I_у$ — установившийся ток к.з. для проверки на термическую устойчивость электрических аппаратов и кабелей, кА; $U_б$ — базисное напряжение (для каждой ступени трансформации принимается равным 115; 37; 10,5; 6,3 кВ); $X_{*\Sigma c}$ — суммарное сопротивление ветви от энергосистемы до точки к.з., Ом.

Токи (кА) к.з. от синхронных двигателей,

$$I_t = k_t I_{ном\Sigma},$$

где $I_{ном\Sigma} = P_{Sном\Sigma} / (\sqrt{3} U_{ном})$ — суммарный номинальный ток синхронных двигателей, кА; k_t — кратность периодической составляющей тока к.з. для различных моментов времени.

Таблица 15.8.
Сопротивление элементов системы электроснабжения

Элементы системы электроснабжения	Расчетные формулы	Примечание
Сопротивление энергосистемы	$x_{*б\,с} = P_{Sб}/P_{S_к}$, где $P_{S_к}$ — мощность трехфазного к.з. на шинах ГПП, от которой питается участковая подстанция	
Двухобмоточные трансформаторы	$x_{*б\,т} = U_к P_{Sб}/(100 P_{S_т})$	
Линия электропередачи	$x_{*б.л} = x_0 l P_{Sб}/U_б^2$ $r_{*б.л} = r_0 l P_{Sб}/U_б^2$ $z_{*б.л} = \sqrt{x_{*б.л}^2 + r_{*б.л}^2}$	Для ВЛ-6-35 кВ $x_0 = 0{,}4$ Ом/км Для КЛ-6/10 кВ $x_0 = 0{,}08$ Ом/км Для КЛ-35 кВ $x_0 = 0{,}12$ Ом/км
Синхронные двигатели	$x_{*б\,с.д} = 0{,}2\, P_{Sб}/P_{S_{дв.ном}}$	
Трехобмоточные трансформаторы	$x_{*б\,тВ} = U_{кВ} P_{Sб}/(100 P_{S_{номВ}})$ $x_{*б\,тС} = U_{кС} P_{Sб}/(100 P_{S_{номС}})$ $x_{*б.тН} = U_{кН} P_{Sб}/(100 P_{S_{номН}})$	$U_{кВ} = \frac{1}{2}(U_{кВ-Н} + U_{кВ-С} - U_{кС-Н})$; $U_{кС} = \frac{1}{2}(U_{кВ-С} + U_{кС-Н} - U_{кВ-Н})$; $U_{кН} = \frac{1}{2}(U_{кВ-Н} + U_{кС-Н} - U_{кВ-С})$
Примечание. Буквами В, С, Н обозначены обмотки трехобмоточного трансформатора соответственно высокого, среднего и низкого напряжения; $U_{кВ}$, $U_{кС}$, $U_{кН}$, $U_{кВ-Н}$, $U_{кВ-С}$ и т.д. — напряжения короткого замыкания соответствующих обмоток В, С, Н, В-Н, В-С, %		

Суммарный ток к.з. в данной точке для соответствующих моментов времени

$$I_{t\Sigma} = \sum_{i=1}^{n} I_{it},$$

где I_{it} — ток к.з. от i-го источника в момент времени t, кА; n — число источников питания места к.з.

Ударный ток к.з. (мгновенное значение)

$$i_{уд} = k_{уд}\sqrt{2}\, I'',$$

где $k_{уд}$ — ударный коэффициент при к.з. (в цепях с малым активным сопротивлением ($r_\Sigma \le 0{,}3X_\Sigma$) принимается равным 1,8).

Наибольшее действующее значение полного тока (кА) к.з.

$$I_{уд} = I''[1 + 2(k_{уд} - 1)^2]^{\frac{1}{2}}.$$

Мощность (МВ·А) к.з. для любого момента времени

$$P_{St} = \sqrt{3}\, U_б I_{t\Sigma}.$$

Токи при двухфазном к.з. через токи трехфазного к.з.:

$$I''^{(2)} = 0{,}87 I'';$$

$$i_{уд}^{(2)} = 0{,}87 i_{уд};$$

$$I_у^{(2)} = 0{,}87 I_у.$$

15.1.13. Расчет токов однофазного замыкания на землю в сетях 6-10 кВ

Ток однофазного замыкания на землю (А) в сетях 6-10 кВ с изолированной нейтралью

$$I_з = 0{,}545\, U_л C_\Sigma,$$

где $U_л$ — линейное напряжение сети, кВ; C_Σ — суммарная емкость на фазу сети 6-10 кВ, мкФ.

$$C\Sigma = C_к l_к + (5{,}5 l_в + 50 n_{эк})\,10^{-3},$$

где $C_к$ — удельная емкость на фазу кабельной ЛЭП 6-10 кВ (принимается по табл. 15.9, 15.10), мкФ/км; $l_к$, $l_в$ — длина соответственно кабельных и воздушных ЛЭП 6-10 кВ, км; $n_{эк}$ — количество экскаваторов, подключенных к сети 6-10 кВ.

Таблица 15.9.
Удельные емкости на фазу и емкостные токи для бронированных кабелей с бумажной пропитанной изоляцией

Сечение жил кабеля, мм^2	Удельная емкость жилы кабеля, мкФ/км·10^{-3}		Удельный емкостной ток кабеля, А/км·10^{-3}	
	6 кВ	10 кВ	6 кВ	10 кВ
3×25	140	110	460	360
3×35	160	130	520	420
3×50	180	140	590	460
3×70	210	160	680	520
3×95	240	190	790	620
3×120	270	200	890	650
3×150	315	240	1030	780
3×185	360	260	1180	850
3×240	400	300	1300	980

Таблица 15.10.
Расчетные удельные емкости на фазу и емкостные токи для силовых гибких кабелей

Сечение жил кабеля, мм^2	Удельная емкость жилы кабеля, мкф/км·10^{-3}		Удельный емкостной ток кабеля, А/км·10^{-3}	
	6 кВ	10 кВ	6 кВ	10 кВ
3×25 + 1×10	290	220	950	720
3×35 + 1×10	330	250	1080	820
3×50 + 1×16	360	280	1180	920
3×70 + 1×16	430	320	1400	1040
3×95 + 1×25	490	350	1600	1140
3×120 + 1×35	530	370	1730	1210
3×150 + 1×50	590	420	1930	1370

15.1.14. Расчет защитного заземления

Согласно "Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом" сопротивление заземления наиболее удаленной электроустановки не должно превышать 4 Ом.

Допустимое сопротивление заземления (Ом) в районах в наиболее неблагоп-

риятное время года с удельным сопротивлением земли более 500 Ом·м при неприемлемых по экономическим соображениям заземлителях

$$R_{доп} \le 4\frac{\rho}{500},$$

где ρ — удельное максимальное сопротивление земли (табл. 15.11), Ом·м.

Таблица 15.11.
Приближенные значения удельных сопротивлений грунтов и воды ρ, Ом·м·10^2

Грунт	Пределы колебаний	Рекомендуемые для предварительных расчетов
Песок	4—10 и более	7
Супесок	1,5—4 и более	3
Суглинок	0,4—1,5 и более	1
Глина	0,08—0,7 и более	0,4
Садовая земля	0,4	0,4
Значительный слой глины /до 7—10 м/, глубже каменистый — скала или гравий	—	0,7
Каменистая глина /приблизительно 50 %, верхний слой глины толщиной 1—3 м/, ниже гравий, каменистый хрящ	—	1,0
Мергель, известняк, крупнозернистый песок с валунами	—	10—20
Скала, валуны	—	20—40
Чернозем	0,096—5,3 и более	2,0
Торф	—	0,2
Речная вода /на равнинах/	0,1—0,8	0,5
Морская вода	0,002—0,01	0,01

Допустимое сопротивление (Ом) заземляющего устройства по току однофазного замыкания на землю

$$R_{доп} \le 125/I_з,$$

где $I_з$ — расчетный ток однофазного замыкания на землю, А.

Сопротивление (Ом) центрального заземления

$$R_{ц.з} = R_{доп}R_{з.п},$$

где $R_{з.п}$ — сопротивление заземляющих проводников от центрального заземления до наиболее удаленного заземляемого электроприемника, Ом.

Сопротивление (Ом) искусственного заземления

$$R_{и.з} = R_{ц.з}R_{е.з}/(R_{е.з} - R_{ц.з}),$$

где $R_{е.з}$ — сопротивление естественного заземления, Ом.

Сопротивление (Ом) заземляющих проводников от центрального заземлителя до наиболее удаленной заземляемой электроустановки

$$R_{з.п} = R_{м.з} + R_{з.ж},$$

где $R_{з.ж}$ — сопротивление заземляющей жилы гибкого кабеля от магистрали до электроустановки, Ом; $R_{м.з}$ — сопротивление магистрали заземления, Ом.

Сопротивление (Ом) магистрального заземляющего провода, проложенного по опорам воздушных ЛЭП,

$$R_{м\,з} = r_{0м} l_{м\,з},$$

где $l_{м\,з}$ — длина магистрали заземления, км; $r_{0м}$ — удельное активное сопротивление провода, Ом/км.

Сопротивление заземляющей жилы гибкого кабеля

$$R_{з.ж} = r_{0з.ж} l_{з.ж},$$

где $l_{з.ж}$ — длина заземляющей жилы кабеля, км; $r_{0з.ж}$ — удельное активное сопротивление заземляющей жилы кабеля, Ом/км.

Число одиночных заземлителей (электродов) центрального заземляющего устройства

$$n = R/(R_{и\,з}\eta_и),$$

где R — сопротивление растеканию одного электрода заземления, Ом; $\eta_и$ = 0,47÷0,95 — коэффициент использования электродов заземления.

15.2. Тяговые сети

Тяговые сети карьеров выполняются на постоянном токе номинальным напряжением 1,5 и 3,0 кВ или однофазном переменном токе номинальным напряжением 10 кВ.

Контактная сеть должна быть разделена на отдельные участки (секции), которые отделяются друг от друга при помощи секционных изоляторов, нейтральных вставок или изолирующих сопряжений. Питание секций контактной сети, как правило, одностороннее.

Питающие и отсасывающие линии должны выполняться воздушными из алюминиевых проводов.

Для тяговых сетей применяются, как правило, фасонные контактные провода из твердотянутой меди марки МФ сечением 100 мм^2.

Для питающих, отсасывающих и усиливающих линий используют алюминиевые провода марки А сечением 70—185 мм^2, изготавляемых из отдельных твердотянутых алюминиевых проволок.

Изоляция основных узлов тяговой сети обеспечивается тарельчатыми (подвесными) или стержневыми изоляторами. На линиях постоянного тока количество подвесных изоляторов принимается: при напряжении 1,5 кВ — один изолятор, при напряжении 3 кВ — два изолятора; на линиях переменного тока при напряжении 10 кВ — два изолятора.

Стержневые изоляторы используются, как правило, в тяговых сетях переменного тока по одному изолятору в узле.

Для подвески проводов тяговой сети могут применяться железобетонные, металлические и деревянные опоры.

15.2.1. Выбор тяговых подстанций

Условия обеспечения бесперебойности электроснабжения электровозного транспорта карьеров, как нагрузки второй категории, — установка на тяговой подстанции не менее двух трансформаторов с загрузкой каждого в нормальном режиме около 0,7 $P_{S\,нт}$, и в аварийном режиме с перегрузкой оставшегося в работе трансформатора на 0,4 $P_{S\,нт}$.

Средний ток (А) тяговой подстанции постоянного тока в наиболее интенсивный период работы транспорта

$$I_{ср\,п} = W_р N_л/(1{,}1 U_с t_{ср}),$$

где $W_р$ — расход электроэнергии поездом за полный средний рейс, кВт · ч; $N_л$ — максимальное число электровозов или тяговых агрегатов, одновременно находящихся в зоне питания; $U_с$ — напряжение тяговой сети, кВ; $t_{ср}$ — среднее время рейса, ч.

Наибольший эффективный ток (30 мин)

$$I_{эф} = I_{ср\,п}\,(1 + 0{,}75\sqrt{k_{эф}^2 - 1}),$$

где $k_{эф}$ — коэффициент эффективности нагрузки тяговой подстанции:

$k_{эф} = [(1{,}1\alpha - 1)/П_{ср} + 1]^{\frac{1}{2}}$ — для одностороннего питания;

$k_{эф} = [(1{,}4\alpha - 1)/П_{ср} + 1]^{\frac{1}{2}}$ — для двустороннего питания;

α — отношение среднего времени хода поезда по участку ко времени потребления тока; $П_{ср}$ — среднее количество поездов на участке питания.

Наибольший пиковый ток (А)

$$I_{пик} = I_{ср\,п}\,(1 + 3\sqrt{k_{эф}^2 - 1}).$$

Количество кремниевых выпрямительных агрегатов (рекомендуется принимать не более трех для $U_c = 1{,}5$ кВ и двух для $U_c = 3{,}0$ кВ)

$$N_{агр} = I_{эф}/I_{ном\,агр},$$

где $I_{ном\,агр}$ — номинальный ток выпрямительного агрегата (по данным каталогов).

Количество тяговых подстанций

$$m = N_{агр}/N,$$

где N — число преобразовательных агрегатов на подстанции. Расчетная мощность (кВ·А) тяговых подстанций постоянного тока

$$P_{Sр} = 1{,}1 N_{агр} I_{нагр} U_c/\cos\varphi,$$

где $\cos\varphi$ — коэффициент мощности (принимается равным 0,8—0,85).

Количество электровозов, питающихся от фазы A трехфазных тяговых подстанций,

$$N_{эА} = k_A N_э,$$

где k_A — относительное количество электровозов, питающихся от фазы А (принимается равным 0,4); $N_э$ — рабочий парк электровозов (тяговых агрегатов).

Количество электровозов, питающихся от фазы B,

$$N_{эВ} = N_э - N_{эА}.$$

Активные составляющие средних токов (А) по фазам A и B:

$$I_{а\,ср\,А} = W_р N_{эА} k_ф/(1{,}1 U_c t_{ср});$$

$$I_{а\,ср\,В} = W_р N_{эВ} k_ф/(1{,}1 U_c t_{ср}),$$

где $k_ф$ — коэффициент формы синусоидального напряжения (принимается равным 1,12).

Коэффициенты формы тока фаз A и B:

$$k_{фА} = [1 + (k_ф^2/k_A - 1)/N_{эА}]^{\frac{1}{2}};$$

$$k_{фВ} = [1 + (k_ф^2/k_В - 1)/N_{эВ}]^{\frac{1}{2}}.$$

Активные и реактивные составляющие эффективных токов фаз A и B:

$$I_{аА} = k_{фА} I_{а\,срА};\ I_{рА} = 0{,}8 I_{аА} - 20;$$

$$I_{аВ} = k_{фВ} I_{а\,срВ};\ I_{рВ} = 0{,}8 I_{аВ} - 30.$$

Полные токи (А) фаз A и B:

$$I_А = (I_{аА}^2 + I_{рА}^2)^{\frac{1}{2}};$$

$$I_В = (I_{аВ}^2 + I_{рВ}^2)^{\frac{1}{2}}.$$

Расчетная мощность (кВ·А) тяговых трехфазных подстанций

$$P_{Sр} = 1{,}29\,(2I_{max} + 0{,}65 I_{min}) U_c,$$

где I_{max} и I_{min} — соответственно ток наиболее и наименее загруженных фаз, А.

Расчетная мощность (кВ·А) трансформатора

$$P_{Sр\,т} = P_{Sр}/(N_т k_з),$$

где $N_т$ — общее количество трансформаторов на тяговых подстанциях; $k_з$ — коэффициент загрузки трансформатора в нормальном режиме (принимается равным 0,7).

Количество тяговых подстанций

$$m = P_{Sр}/(2 k_з P_{Sном\,т}),$$

где $P_{Sном\,т}$ — номинальная мощность трансформатора (рекомендуется $P_{Sном.т} \le 25000$ кВ·А), кВ·А.

15.2.2. Расчет тяговой сети электровозного транспорта

Расчет для передвижных путей в карьере проводится для одной нагрузки — пуска электровоза груженого поезда в конце расчетного участка.

При выборе сечения проводов контактной сети, питающих и отсасывающих линий для продолжительности работы 20 мин и более и при температуре окружающего воздуха 40°С исходят из следующих плотностей электрического тока: для медных контактных и голых многопрово-

лочных проводов 6—6,5 А/мм^2, для голых алюминиевых — 3—3,5 А/мм^2.

Величина тока $I_{пост}$, потребляемого электровозом постоянного тока, определяется по тяговой характеристике электровоза — зависимости тока от тягового усилия и скорости электровоза.

Величина тока (А), потребляемого электровозом переменного тока,

$$I_{пер} = I_{пост}U_{пост}/(U_{пер}\eta_{пер}\cos\varphi),$$

где $U_{пост}$ — напряжение на зажимах тяговых двигателей, кВ; $U_{пер}$ — напряжение тяговой сети на токоприемнике электровоза, кВ; $\eta_{пер}$ — КПД тягово-преобразовательных устройств электровоза (принимается $\eta_{пер} = 0{,}97 \div 0{,}98$); $\cos\varphi$ — коэффициент мощности электровоза и сети (принимается 0,8).

Полное электрическое сопротивление участка тяговой сети постоянного тока по удельным сопротивлениям (Ом/км) элементов сети (контактная сеть, питающие и отсасывающие линии, рельсовая сеть) рассчитывается по табл. 15.12—15.18.

Активное сопротивление контактных проводов $r_к$ (Ом/км) на 1 км длины при постоянном и полное сопротивление на 1 км длины петли провода (рельса) $Z_{кр}$ (Ом/км) при переменном токе даны для различных комбинаций контактных и усиливающих проводов, а также для рельсов Р50. При рельсах Р65 и Р43 значения $Z_{кр}$ соответственно понижаются и повышаются на 4 %.

Устойчивая работа электровозного транспорта зависит от правильного выбора устройств тяговой сети на основе расчетов потери напряжения и токов к.з. Согласно техническим условиям на электровозы максимальные потери напряжения в период наиболее тяжелых условий работы допускаются (от номинального напряжения на тяговых шинах подстанции): 35 % для постоянного тока (в исключительных случаях 45 %); 25 % для переменного тока (в исключительных случаях 30 %).

Потери напряжения в тяговой сети постоянного тока складываются из потерь напряжения в отдельных элементах этой сети. В отличие от этого в тяговой сети переменного тока потери напряжения зависят от конфигурации тяговой сети, схемы питания и секционирования, взаимного расположения элементов сети вследствие наличия взаимного магнитного влияния всех токоведущих элементов тяговой сети (рассчитываются по табл. 15.17).

Токи к.з. тяговой сети рассчитываются (см. табл. 15.18) для установления условий успешной работы защиты.

Таблица 15.12.
Сопротивление контактной сети

Марка и количество проводов	Сопротивление $r_к$, Ом/км	Сопротивление $Z_{кр}$, Ом/км, на участке	
		однопутном	двупутном
МФ-85	0,21	0,381 + j 0,724	0,162 + j 0,260
МФ-100	0,18	0,324 + j 0,705	0,189 + j 0,270
2 МФ-100	0,09	0,235 + j 0,503	0,113 + j 0,232
МФ-100+А-120	0,11	0,256 + j 0,352	0,129 + j 0,157
МФ-100+А-185	0,087	0,232 + j 0,345	0,117 + j 0,153
МФ-100+2А-185	0,058	0,222 + j 0,353	0,112 + j 0,157
2 МФ-100+А-185	0,059	0,200 + j 0,350	0,101 + j 0,156
2 МФ-100+2А-185	0,044	0,194 + j 0,284	0,096 + j 0,122
2 МФ-100+3А-185	0,035	0,183 + j 0,274	0,092 + j 0,117

Таблица 15.13.
Сопротивление рельсовой сети

Тип рельса	Сопротивление $r_к$ при постоянном токе на однопутном участке, Ом/км	Сопротивление $Z_{кр}$ при переменном токе на участке, Ом/км	
		однопутном	двупутном
Р43	$20{,}7 \cdot 10^{-3}$	$0{,}215 + j\,0{,}69$	$0{,}144 + j\,0{,}548$
Р50	$17{,}8 \cdot 10^{-3}$	$0{,}195 + j\,0{,}67$	$0{,}136 + j\,0{,}541$
Р65	$13{,}8 \cdot 10^{-3}$	$0{,}175 + j\,0{,}65$	$0{,}127 + j\,0{,}534$

Таблица 15.14.
Сопротивление голых проводов

Сечение провода, мм^2	Сопротивление проводов при $t = 20°C$, Ом/км	
	медных	алюминиевых
95	0,20	0,33
120	0,16	0,27
150	0,12	0,21
185	—	0,17

Таблица 15.15.
Основные данные медных и сталеалюминиевых контактных проводов

Материал и марка провода	Сечение, мм^2	Разрушающая нагрузка, А	Электрическое сопротивление при 20°С, Ом/км	Коэффициент температурного удлинения	Длительно допустимая электрическая нагрузка, А
Медный МФ-85	85	30600	0,211	0,000017	550
" МФ-100	100	35000	0,179	0,000017	600
" МФО-120	120	42000	0,148	0,000017	700
" МФО-150	150	52000	0,119	0,000017	750
Сталемедный	85	34000	0,530	0,000015	500
"	100	40000	0,450	0,000015	550
Сталеалюминиевый (алюминий 125, сталь 55)	180	34500	0,190	0,0000165	520

Таблица 15.16.
Сопротивление медных контактных проводов

Число параллельно включенных проводов	Сопротивление, Ом/км	
	МФ-85	МФ-100
1	0,21	0,18
2	0,117	0,09
3	0,078	0,067

Таблица 15.17.

Расчет потерь напряжения в тяговой сети

Расчетный параметр	Расчетные формулы или значения параметров	
	при постоянном токе	при переменном токе
Суммарная потеря напряжения в тяговой сети, в	$\Delta U = \Delta U_к + \Delta U_р + \Delta U_п + \Delta U_0$	$\Delta U = \Delta U_п + \Delta U_{кр} + \Delta U_р + \Delta U_0$
Потеря напряжения в контактной сети, В	$\Delta U_к = r_к \sum I l_к$	$\Delta U_{кр} = \sum I l Z'_{кр}$
Потеря напряжения в рельсовой сети, В	$\Delta U_р = r_р \sum I l_р$	
Потеря напряжения в питающей линии, В	$\Delta U_п = r_п l_п \sum I$	$\Delta U_п = \sum I l_п Z'_п$
Потеря напряжения в отсасывающей линии, В	$\Delta U_о = r_о l_о \sum I$	$\Delta U_о = \sum I_о l_о Z'_о$
Полное активное сопротивление питающей или отсасывающей линии при постоянном токе $r_п$ и $r_о$, Ом/км	$r_п = \frac{1}{0{,}9\gamma S_п}$; $r_о = \frac{1}{\gamma S_о}$	—
Полное сопротивление питающей или отсасывающей линии при переменном токе $Z_п$ и $Z_о$, Ом/км	—	$Z_п = r_п + j(0{,}145 \lg\frac{2h}{R_п} + 0{,}157)$ $Z_о = r_о + j(0{,}145 \lg\frac{2h}{R_о} + 0{,}157)$

Примечание. $\sum Il$ — сумма моментов токов электровозов, работающих на участке; $r_к$ — активное сопротивление контактного провода, Ом/км; γ — удельная проводимость материала провода (для меди — 56; для алюминия — 32), См/м; $S_п$, $S_о$ — сечение соответственно питающего и отсасывающего провода, мм²; h — высота линии над землей, м; $R_п$, $R_о$ — радиусы соответственно питающего и отсасывающего провода, Ом.

Таблица 15.18.

Расчет токов короткого замыкания в тяговых сетях

Расчетный параметр	Расчетная формула	
	при постоянном токе	при переменном токе
Ток короткого замыкания, А	$I_к = \frac{1{,}15U_{пст} - \Delta U_д}{(r_к + r_р)l_к + r_о l_о + r_п l_п}$	$I_к = \frac{U_{пст}}{Z_э} = \frac{U_{пст}}{\sqrt{r_{тс}^2 + (2x_с' + 2x_т' + x_{тс})^2}}$
Внутреннее сопротивление подстанции при постоянном токе и индуктивное сопротивление тяговой обмотки трансформатора при переменном токе, Ом	$r_{пст} = \frac{1{,}07U_{пст}^2}{10^5 P_{пст}}$	$x_т = \frac{U_к U_{пст}^2}{100 P_{Sном}}$
Индуктивное сопротивление первичной сети, Ом	—	$x_с = \frac{U_{пст}^2}{P_{Sк}}$
Ток уставки максимальной защиты на питающих линиях, А	$I_{п\max + 200} \le I_{уст} \le I_{к\min} - 300$	$k_н I_{п\max} < I_{уст} < I_{к\min}/k_ч$

Примечание. $r_к$, $r_р$, $r_п$, $r_о$ — удельные сопротивления соответственно контактной, рельсовой сети, питающей и отсасывающей линий (см. табл. 15.18—15.27), Ом/км; $U_{пст}$ — номинальное напряжение на шинах тяговой подстанции, В; $\Delta U_д$ — падение напряжения в электрической дуге (100 В при $U_{пст}$ = 1500 В; 200 В при $U_{пст}$ = 3000 В), В; $P_{пст}$ — номинальная рабочая мощность тяговой подстанции, кВт; $U_к$ — напряжение к.з. тягового трансформатора, %; $r_{тс}$, $x_{тс}$ — соответственно активное и индуктивное сопротивления участка тяговой сети, Ом; $l_к$ — расстояние от начала участка контактной сети до места к.з., км; $l_п$ и $l_о$ — расчетные длины питающей и отсасывающей линий, км; $P_{Sном}$ — мощность трансформатора, МВ·А; $P_{Sк}$ — мощность к.з на шинах тяговой подстанции со стороны питающей ЛЭП, МВ·А; $I_{к\min}$ — минимальный ток к.з. на участке, А; $I_{п\max}$ — максимальный ток питающей линии, А; $k_н$ = 1,15÷1,24 — коэффициент надежности; $k_ч$ = 1,5 — коэффициент чувствительности; $I_{уст}$ — ток уставки выключателя питающей линии, А.

15.2.3. Расчет устройств электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта

При централизованной системе электроснабжения тяговой сети дизель-троллейвозного транспорта каждая подстанция питает как примыкающие к ней, так и удаленные секции контактной сети. Мощность подстанции рассчитывается методом эффективного тока, основанного на годовом или суточном расходе электроэнергии, потребляемой дизель-троллейвозами. Суточный расход рассчитывают по средним величинам удельного расхода электроэнергии на основных маршрутах движения дизель-троллейвозов.

Действующее значение расчетного тока (А) тяговой подстанции

$$I_{\text{действ}} = k_{\text{эф}} I_{\text{ср}},$$

где $k_{\text{эф}}$ — коэффициент эффективности, зависимый от частоты движения дизель-троллейвозов; $I_{\text{ср}}$ — средний ток за расчетное время, потребляемый дизель-троллейвозами, находящимися в зоне питания тяговой подстанции.

Расчетный средний ток (А)

$$I_{\text{ср}} = W_{\text{сут}} 10^3 / (T_{\text{сут}} U_{\text{ном}}),$$

где $W_{\text{сут}}$ — общий суточный расход электроэнергии на тягу в зоне питания подстанции, кВт·ч; $T_{\text{сут}}$ — суточная продолжительность работы транспорта, ч; $U_{\text{ном}}$ — номинальное напряжение на шинах тяговой подстанции, В.

Возможный максимальный расчетный ток тяговой подстанции

$$I_{\text{max пик}} = 1{,}5 k_{\text{эф}}^2 I_{\text{ср}}.$$

Коэффициент эффективности, входящий в формулы, зависит от частоты движения (N_r) и при большой частоте близок к единице:

$$N_r = m_{\text{см}} / t_{\text{см}},$$

где $m_{\text{см}}$ — число рейсов дизель-троллейвозов в смену; $t_{\text{см}}$ — длительность работы дизель-троллейвозов за смену, обычно принимается 7,5 ч.

При децентрализованной системе электроснабжения подстанции питают только примыкающие к ней секции контактной сети и тяговые нагрузки носят обычно неопределенный (пиковый), резко меняющийся характер, поэтому при расчете мощности подстанции используют более точный графический метод (с учетом длительности величин токовой нагрузки на шинах подстанции).

Суммарные потери напряжения рассчитывают в наиболее удаленной от питающего пункта точке контактной сети:

$$\sum \Delta U_{\text{max}} = \Delta U_{\text{к}} + \Delta U_{\text{п}},$$

где $\Delta U_{\text{к}}$, $\Delta U_{\text{п}}$ — потери напряжения соответственно в контактной и питающей сети, В.

Отдельные составляющие суммарных потерь рассчитывают по табл. 15.17.

Токи к.з. тяговой сети рассчитывают для определения тока срабатывания автоматических выключателей. Их выбирают из соотношения

$$I_{\text{уст}} — (1{,}2 \div 1{,}3) I_{\text{max}},$$

где I_{max} — максимальный ток питающей линии, А.

15.2.4. Электроснабжение дизель-троллейвозного транспорта (фирма "Сименс")

В системе электроснабжения, разработанной фирмой "Сименс", питание электроэнергией дизель-троллейвозного транспорта осуществляется по контактной сети от мобильной подстанции, запитывающейся от высоковольтной линии.

Техническая характеристика тяговой подстанции

Номинальная мощность, МВ А	2,4, 3,0, 5,0
Номинальное напряжение постоянного тока, В	1200
Допустимые токовые перегрузки, А	4000

Подстанция — открытая, передвижная, модульная. В ее составе два основных модуля:

1. Контейнерный с выключателями постоянного тока, выпрямителями, вспомогательным трансформатором, ячейками распредустройств и предохранительным устройством;

2. Трансформаторный с монтажной рамой и двумя основными трансформаторами.

Конструкция подстанции рассчитана на работу в условиях большой запыленности, коррозионного воздействия окружающей среды, высоких температур и 24-часового режима работы.

В составе контактной сети две цепные линии, одна из которых используется для подвода электроэнергии, другая — как обратная линия. Для запитки контактной сети используются медные тросы поперечным сечением 150 мм^2. Контактная сеть крепится на стандартных опорах диаметром 0,406 м, длиной 12,5 м. Опоры устанавливаются на фундаменте.

Контактная сеть и тяговая подстанция соединены центральной системой заземления. Заземляющий трос и кабель питания системы освещения проложены по остриям опор. Светильники закреплены на консолях опор.

Транспортные средства оснащены устройством управления, двумя токосъемниками на опорной раме на фронтальной стороне автомобиля. Переключение дизельного привода на режим электропитания происходит автоматически при прикосновении токоприемников контактной сети.

Режим работы с электрическим приводом позволяет увеличивать скорость движения транспорта, прежде всего на участках подъема до 22 км/ч, благодаря чему сокращается время рейса транспортных средств.

В данной системе электроснабжения обеспечивается экономичное использование электроэнергии, экономия дизельного топлива составляет 30 %. Система обладает высокой гибкостью и может быть без особых усилий адаптирована к специфическим конкретным условиям. После многолетней эксплуатации она может быть расширена или демонтирована и перенесена на другое место.

Система фирмы "Сименс" для электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта зарекомендовала себя на карьерах ряда стран, в том числе ЮАР ("Palabora Mining Company", 1981—1985), Намибии ("Rossing Mine", 1986) и Заира ("Gecamines", 1986), как надежная, экономически эффективная и экологически чистая.

15.3. Освещение

В соответствии с табл. 2 ЕПБ для электрического освещения территорий и помещений карьеров необходимо обеспечить соответствующие нормы освещенности.

15.3.1. Расчет освещения светильниками

Наружное освещение автодорог, линий забойных конвейеров, конвейерных галерей выполняется светильниками типов СПО, СПП, СЗП с лампами накаливания и типов СПОР, СППР, СЗПР и других с лампами ДРЛ.

Расчет освещения светильниками проводится точечным методом. Предварительно выбирается тип светильника. Высота установки светильников над уровнем освещаемой поверхности (h) выбирается согласно требованиям СН и П 11-4—79 "Естественное и искусственное освещение". Для ограничения слепящего действия светильников высота установки их над уровнем земли должна быть:

для светильников с защитным углом < 15° — не менее указанной в табл. 15.19;

для светильников с защитным углом 15° и более — не менее 3,5 м при любых источниках света.

Допускается не ограничивать высоту подвеса светильников с защитным углом 15° и более (или рассеивателями из молочного стекла без отражателей) на площадках для прохода людей или обслуживания технологического (или инженерного) оборудования.

Таблица 15.19.
Высота установки светильников наружного освещения

Светораспределение светильников	Максимальный световой поток ламп в светильниках, установленных на одной опоре, клм	Минимальная высота установки светильников, м	
		с лампами накаливания	с газоразрядными лампами
Полуширокое	< 5	6,5	7
	5—10	7	7,5
	10—20	7,5	8
	20—30	—	9
	30—40	—	10
	> 40	—	11,5
Широкое	< 5	7	7,5
	5—10	8	8,5
	10—20	9	9,5
	20—30	—	10,5
	30—40	—	11,5
	> 40	—	13

Расстояние между светильниками (м) принимается равным 5-кратной высоте установки светильника

$$l = 5h.$$

Световой поток (лм) лампы, установленной в светильнике,

$$F_л = 1000E_{min}k_з h^2 / \sum \varepsilon,$$

где E_{min} — минимальная горизонтальная освещенность (принимается по табл. 2ЕПБ), лк; $k_з = 1,5$ — коэффициент запаса, учитывающий старение лампы, загрязнение светильника и запыленность воздуха; $\sum \varepsilon$ — относительная общая освещенность в заданной точке, создаваемая совместным действием ближайших светильников, лк. Относительная освещенность ε, создаваемая одним светильником, определяется по кривым относительной освещенности при известном отношении d/h или h/d, меньшем единицы, где d — горизонтальная проекция расстояния от светильника до наиболее удаленной точки освещаемой им поверхности. Относительная освещенность ε находится для каждого из светильников, в зоне которого находится расчетная точка, и затем подсчитывается $\sum \varepsilon$.

Значение номинального светового потока (лм) стандартной лампы

$$F_{номл} = (0,9 \div 1,2)F_л.$$

Число светильников, необходимых для освещения дорог или протяженных участков работ,

$$n_{св} = L/l,$$

где L — длина дороги (участка), м.

15.3.2. Расчет освещения прожекторами

Освещение складов, железнодорожных станций и других открытых территорий, площадок и участков карьера (места бурения, экскаваторные забои), где требуется повышенная освещенность, выполняется приборами дальнего действия — прожекторами заливающего света типа ПЗС, фокусирующими типов ПФС, ПКН.

Расчет освещения прожекторами проводится методом светового потока.

Суммарный световой поток (лм) для создания необходимой освещенности E_{min} рабочих поверхностей

$$F\Sigma = E_{min} S k_з k_п,$$

где S — площадь освещаемой поверхности, м^2; $k_з = 1{,}5$ — коэффициент запаса; $k_п = 1{,}15 \div 1{,}5$ — коэффициент, учитывающий потери света в зависимости от конфигурации освещаемой поверхности.

Необходимое число прожекторов

$$N_{пр} = F\Sigma / (F_{ном.л}\,\eta),$$

где $F_{ном.л}$ — номинальный световой поток лампы прожектора, лм; $\eta = 0{,}35 \div 0{,}38$ — КПД прожектора.

Высота (м) установки прожектора

$$H \geq (I_{max}/300)^{\frac{1}{2}},$$

где I_{max} — максимальная (осевая) сила света прожектора.

Оптимальный угол наклона (градус) оптической оси прожектора при освещении горизонтальной поверхности

$$\theta_{г\,опт} = \arcsin\,[m_{пр} + n_{пр}(E_г H^2)^{\frac{2}{3}}]^{\frac{1}{2}},$$

где $m_{пр}$ и $n_{пр}$ — постоянные коэффициенты для данного прожектора (табл. 15.20); $E_г$ — горизонтальная освещенность, лк.

$E_г = k_з E_{min}$ — если освещение выполнено одним прожектором; $E_г = k_з E_{min}/2$ — если освещение выполнено двумя прожекторами.

Оптимальный угол наклона (градус) оптической оси прожектора при освещении вертикальной поверхности

$$\theta_{в\,опт} = 2\,\mathrm{arctg}\,[I_{max}/(E_в H^2)]^{\frac{1}{2}},$$

где $E_в$ — требуемая вертикальная освещенность, лк.

Таблица 15.20.
Техническая характеристика прожекторов и значение коэффициентов $m_{пр}$ и $n_{пр}$

Прожектор	Напряжение, В	Мощность лампы, Вт	Максимальная сила света, ккд	Световой поток, лм	Полный угол рассеивания в плоскости, градус		$m_{пр}$	$n_{пр}$
					горизонтальной	вертикальной		
ПЗ-24	127	150	10	—	26	26	—	—
	220	250	6	—	26	26	—	—
ПЗС-35	127	300	35	—	20	18	0,022	—
	220	300	25	4900	23	20	0,03	0,0011
	127	500	70	10500	26	18,5	0,027	0,0016
	220	500	40	9800	26	20	0,030	0,0011
ПЗС-45	127	1000	264,5	19000	21	19,7	0,022	0,00064
	220	1000	140	21000	23	25	0,030	0,00077

15.3.3. Лампы

Для освещения объектов на территории карьера применяются лампы накаливания: общего пользования типа НГ, специальные прожекторные типа ПЖ (табл. 15.21), галогенные типов КИ, КГ (табл. 15.22, 15.23). Газоразрядные лампы: ртутные лампы высокого давления типа ДРЛ (табл. 15.24), металлогалогенные типа ДРИ и натриевые ДНаТ (табл. 15.25) используются в светильниках для наружного освещения территорий промплощадок карьеров, автодорог и др. Дуговые ксеноновые ДКсТ (табл. 15.26) — наиболее мощные газоразрядные источники света — применяют для общего освещения карьеров.

Таблица 15.21.
Техническая характеристика ламп накаливания общего пользования и специальные прожекторные лампы

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм		Основные размеры, мм		Срок службы, ч	Цоколь
		номинальный	наименьший	длина	диаметр колбы		
НГ-220-500	500	8,1	7,5	232±8	112	1000	Р-40-1
НГ-220-1000	1000	18,2	16,9	335±10	152	1000	Р-40-2
ПЖ-50	300	4,9	4,4	180	197	400	—
ПЖ-51	500	8,5	7,65	192	112	400	—
ПЖ-52	1000	17	15,33	220	132	400	—
ПЖ-53	3000	58,3	52,5	390	122	400	—

* Напряжение 220 В

Таблица 15.22.
Техническая характеристика галогенных ламп с йодным циклом

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Напряжение, В	Размеры лампы, мм	
				диаметр	длина
КИ-220-1000-5	1000	22	220	10,75	191
КИ-220-1500	1500	33	220	10,75	246
КИ-220-2000-4	2000	44	220	10,75	337
КИ-220-5000	5000	125	220	21,0	310
КИ-220-10000	10000	260	220	26,0	520
КИ-380-20000	20000	580	380	36,0	720

Таблица 15.23.
Техническая характеристика кварцевых галогенных ламп накаливания

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Длина, мм	Цоколь
КГ-240-1000	1000	22	189,1	R7S
КГ-240-1500	1500	33	254,1	R7S
КГ-240-2000	2000	44	330,8	R7S
КГ-240-2000-1	2000	44	334	K7S/12

* Напряжение 240 В

Таблица 15.24.

Техническая характеристика разрядных ламп высокого давления типа ДРЛ

Лампа*	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Номинальный ток, А	Размеры, мм		Средний срок службы, ч
				длина	диаметр колбы	
ДРЛ-80	80	3,2	0,80	265	81	10000
ДРЛ-125	125	5,4	1,15	184	91	10000
ДРЛ-250	250	12	2,13	227	91	12000
ДРЛ-400	400	22	3,25	292	122	15000
ДРЛ-700	700	37	5,40	368	152	12000
ДРЛ-1000	1000	52	7,50	410	181	10000
ДРЛ-2000	2000	120	8,00	445	187	6000

* Напряжение 220 В

Таблица 15.25.

Техническая характеристика металлогалогенных ламп типа ДРИ и натриевых ламп типа ДНаТ

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Номинальный ток, А	Размеры, мм		Средний срок службы, ч
				длина	диаметр колбы	
ДРИ-250	250	18,7	2,15	227	91	3000
ДРИ-400	400	34	3,40	227	91	6000
ДРИ-700	700	59,5	6,50	300	122	5000
ДРИ-1000	1000	90	8,55	300	122	3000
ДРИ-2000	2000	190	9,00	440	1000	1500
ДРИ-3500	3500	300	18,00	485	100	1000
ДНаТ	250	25	2,5	250	60	1000
ДНаТ-400	400	40	3,5	255	62	1000

Примечание. ДРИ-2000 и ДРИ-3500 на $U_{ном}$ = 380 В, остальные на $U_{ном}$ = 220 В.

Таблица 15.26.

Техническая характеристика дуговых ксеноновых ламп типа ДКсТ

Лампа	Мощность, Вт	Световой поток, клм	Напряжение, В	Размеры, мм	
				диаметр	длина
ДКсТ-5000	5000	88	110	25	642
ДКсТ-10000	10000	220	220	35	1260
ДКсТ-20000	20000	600	380	35	1990
ДКсТ-50000	50000	1600	380	42	2610

15.3.4. Светильники общего назначения

Светильники общего назначения типов СВ, СКЗЛ, СПЗЛ, СПО, СПП и СЗП с лампами накаливания, а также типов СПОР, СППР, СЗПР, СКЗР, СКЗПР и СВР с дуговыми ртутными лампами (табл. 15.27) широко применяют для освещения подъездных дорог, отвалов и распредпунктов карьеров.

Светильники специального назначения типов ОУКсН, ККУ03, ИСУ01, ИСУ02 с ксеноновыми лампами (табл. 15.28) устанавливаются на специальных мачтах и применяют для освещения больших территорий карьеров.

Таблица 15.27.
Техническая характеристика светильников

Светильник	Лампа	КПД	Габариты, мм	Масса, кг
СПП-200М	Г-220-200	70	450×320	6
СПО-200	Г-220-200	65	335×300	4
СЗП-500М	Г-220-500	70	350×350	8
СВ-300	Г-220-300	65	600×600	10
СВ-500	Г-220-500	65	650×600	11
СПЗЛ3×40М	ЛБ-40	60	1430×346	14
СПЗЛ2×80М	ЛБ-80	60	1740×302	17
СПЗЛ3×80М	ЛБ-80	70	1740×360	28
СКЗЛ3×40М	ЛБ-40	60	1470×255	20
СКЗЛ2×80М	ЛБ-80	60	1770×208	26
СКЗЛ3×80М	ЛБ-80	70	1770×208	28,3
СППР-125М	ДРЛ-125	70	450×380	10
СПОР-250	ДРЛ-250	70	350×460	12
СЗПР-250	ДРЛ-250	70	350×500	7
СКЗР-125	ДРЛ-125	70	860×148	8,5
СКЗР-250	ДРЛ-250	70	860×148	8,5
СКЗР2-250	ДРЛ-250	70	1282×163	20
СКЗР3-125	ДРЛ-125	70	1582×163	21
СКЗПР-400	ДРЛ-400	60	730×300	7
СВР-125	ДРЛ-125	63	675×600	12,7
СВР-250	ДРЛ-250	63	675×600	13,0

Таблица 15.28.
Техническая характеристика светильников специального назначения

Светильник	Лампа	Габариты, мм			Масса, кг
		высота	длина	ширина	
ОУКсН-20000	ДКсТ-20000	1610	2500	870	34
ОУКсН-50000	ДКсТ-50000	2260	3000	1050	42
ККУ03-10000	ДКсТ-10000	1000	1470	550	55
ККУ03-20000	ДКсТ-20000	1000	2260	550	75
ИСУ01-2000	КГ-220-2000	412	415	210	8
ИСУ02-5000	КГ-220-5000	582	816	267	21

15.3.5. Прожекторы

Для освещения складов, железнодорожных станций и других открытых территорий и площадок карьеров наибольшее применение нашли прожекторы заливающего света типов ПЗИ, ПЗМ, ПЗР, ПЗС, фокусирующие прожекторы типа ПФС с лампами накаливания, типа ПФР со специальными сферическими ртутными лампами ДРШ-500 и прожекторы ПКН с галогенными лампами накаливания (табл. 15.29).

Таблица 15.29.
Техническая характеристика основных типов прожекторов

Прожектор	Лампа	Максимальная сила света, ккд	Угол рассеивания, градус		Габариты, мм			Масса, кг
			в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости	высота	ширина	длина	
ПЗР-250	ДРЛ-250	11	60	60	560	430	475	16
ПЗР-400	ДРЛ-400	19	60	60	570	535	575	18
ПЗИ-700	ДРИ-700	700	10	10	650	545	600	10
	Г-220-1000	130	26	24	650	545	600	—
	Г-220-1500	225	25	26	650	545	600	—
ПЗС-45	ДРЛ-700	30	100	100	730	600	380	21
	ДРЛ-400	14	84	90	730	600	380	—
ПЗС-35	Г-220-560	50	21	19	580	460	290	10
ПЗС-25	Г-220-200	16	16	12	480	360	250	8
ПЗМ-35	Г-220-500	40	30	20	580	469	290	10
ПЗМ-25	Г-220-200	10	8	8	480	360	250	8
ПФС-35-3	ПЖ-51	70	± 4,5	Вверх 18 Вниз 9	635	496	480	28
ПФС-45-2	ПЖ-52	125	+ 6	Вверх 11 Внпз 12	760	615	530	40
ПКН-1000-1	КГ-220-1000-5	52	92	18	410	345	225	9
ПКН-1000-2	КГ-220-1000-5	30,5	90	40	—	—	—	—
ПКН-1500-1	КГ-220-1500	90	92	20	410	400	225	10
ПКН-1500-2	КГ-220-1500	45,5	106	54	—	—	—	—
ПФР-45	ДРШ-500	300	18	18,8	—	—	—	40

15.3.6. Расчет осветительной сети

Ток (А) нагрузки сети

$$I_{нагр} = P_л n / (\sqrt{3} U_{ном} \cos\varphi_{св} \eta_{св}),$$

где $P_л$ — мощность лампы, Вт; n — число ламп; $U_{ном}$ — номинальное напряжение ламп, В; $\cos\varphi_{св}$ — коэффициент мощности светильников (для светильников с лампами накаливания $\cos\varphi_{св} = 1$); $\eta_{св}$ — КПД светильников с лампами накаливания $\eta_{св} = 1$; с люминесцентными лампами $\eta_{св} = 0{,}83$).

Потери напряжения в сети от трансформатора до наиболее удаленных ламп при максимальной нагрузке не должны превышать 2,5 % номинального.

Сечение ($мм^2$) провода или кабеля по допустимой потере напряжения

$$S = \sqrt{3}\,100 I_{нагр} l_{расч} \cos\varphi_{св} / (\gamma \Delta U U_{ном}),$$

где $l_{расч}$ — расчетная длина провода (кабеля), м; γ — удельная проводимость провода (кабеля), м/(Ом·мм^2); ΔU — допустимая потеря напряжения, %.

Расчетная длина (м) провода (кабеля)

$$l_{расч} = l_1 + l_2/2,$$

где l_1 — длина провода (кабеля) от трансформатора до первого светильника, м; l_2 — длина участка провода (кабеля), к которому присоединены светильники, м.

Расчетная мощность (кВ·А) трансформатора для питания осветительных установок

$$P_{Sтр} = \Sigma P_л / (1000\,\eta_с \eta_{св} \cos\varphi_{св}),$$

где $\Sigma P_л$ — суммарная мощность всех ламп, Вт; $\eta_с = 0{,}95 \div 0{,}96$ — КПД осветительной сети.

Список литературы

1. Расчет и построение систем электроснабжения угольных разрезов. РТМ 12.25.006 — 90. — М.: 1990.

2. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных разрезов и обогатительных фабрик/Ш.Ш. Ахмедов, А.Г. Кузьмичев, Ю.Т. Разумный и др.; Под общ. ред. В.В. Дегтярева. — М.: Недра, 1988.

3. Справочник энергетика карьера /В.А. Голубев, П.П. Мирошкин, Н.М. Шадрин и др.; Под ред. В.А. Голубева — М.: Недра, 1986.

16
ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

16.1. Основные положения

16.1.1. Влияние деятельности карьеров на окружающую среду

В процессе ведения горных работ на карьерах возникают неизбежные изменения окружающей среды, под которой в общепринятом смысле понимается верхняя часть литосферы, вся гидросфера и нижний слой атмосферы земли, находящиеся в зоне непосредственного контакта и взаимодействия с человеком. Перечисленные элементы окружающей среды, образующие в совокупности биосферу, непосредственно воспринимают техногенную нагрузку открытых горных разработок.

В общем виде влияние деятельности карьеров на окружающую среду приведено в табл 16.1. При этом характер и масштабы этого влияния в каждом конкретном случае различны и определяются природными и производственно-технологическими особенностями разрабатываемых месторождений.

16.1.2. Основные компоненты техногенных загрязнений и условия их образования

Техногенные загрязнения водных объектов, атмосферного воздуха и почв непосредственно связаны с образованием на карьерах твердых, жидких и пылегазообразных отходов горного производства, содержащих в своем составе различные токсичные химические вещества и соединения (табл. 16.2)

Эффективность их нейтрализации и устранения во многом зависит от степени совершенства природоохранной деятельности, осуществляемой практически на каждом горнодобывающем предприятии с учетом природно-климатических и производственно-технических условий.

16.1.3. Назначение и виды природоохранной деятельности

Природоохранная деятельность на карьерах — это совокупность научно-обоснованных организационно-технических мероприятий, практическая реализация которых в рамках отдельных горнодобывающих предприятий или регионе в целом обеспечивает достижение установленных экологических норм и нормативов непосредственно в процессе ведения открытых горных работ. Составной частью этих мероприятий являются: оптимизация организационных структур управления охраной природы, сокращение количества сбрасываемых неочищенных или недостаточно очищенных сточных вод, перевод на нормируемое водопотребление и замкнутые бессточные системы водообеспечения, ликвидация мелких промышленных и коммунально-бытовых котельных, оснащение источников выбросов вредных веществ в атмосферу высокоэффективным пылегазоулавливающим оборудованием, увеличение темпов и качества работ по рекультивации нарушенных горными работами земель, а в последние годы — создание и внедрение экологически безопасных (чистых) технологических процессов добычи полезных ископаемых открытым способом с максимальной утилизацией образующихся жидких, твер-

Таблица 16.1.
Основные направления и результаты воздействия открытых горных разработок на окружающую среду

Элементы окружающей среды	Направление воздействия	Результат воздействия
Водные ресурсы	Осушение месторождения. Ликвидация или перенос поверхностных водоемов и водотоков. Сброс карьерных и дренажных вод. Устройство водозаборов для технических и бытовых нужд предприятия	Истощение запасов подземных и поверхностных вод. Нарушение гидрогеологического и гидрологического режимов территории. Ухудшение качества и загрязнение водного бассейна. Исчезновение мелких рек и ручьев
Воздушный бассейн	Организованные и неорганизованные выбросы вредных веществ в атмосферу	Запыление и загрязнение атмосферы в рабочей зоне карьера и прилегающей территории. Сокращение срока службы зданий и оборудования. Рост заболеваемости живых организмов
Земельные ресурсы	Проведение горных выработок различного назначения. Сооружение породных отвалов, шламохранилищ и инженерных коммуникаций. Промышленное и гражданское строительство	Деградация земной поверхности и формирование техногенного рельефа. Сокращение площадей и продуктивности земельных угодий. Усиление эрозионных процессов. Загрязнение и засоление почв и грунтов. Ухудшение условий обитания живых организмов
Недра	Извлечение полезных ископаемых и сопутствующего минерального сырья. Выемка вскрышных пород. Дренаж горного массива. Самовозгорание горючих ископаемых и углевмещающих пород. Захоронение отходов производства и вредных веществ. Сброс сточных вод	Истощение минерально-сырьевых ресурсов. Нарушение геологического строения и геодинамического состояния массива горных пород. Снижение уровня и истощение запасов подземных вод. Загрязнение недр. Ускорение карстовых процессов. Потери полезных ископаемых при добыче

Таблица 16.2.
Характеристика отходов производства и содержащихся в них вредных компонентов

Вид отхода	Фазовая характеристика	Загрязняющие вещества и соединения
Твердые	Вскрышные породы, размещаемые во внутренних и внешних отвалах; часть балансовых запасов полезных ископаемых, попадаемых при выемке в пустые породы; бедные и забалансовые руды и горючие ископаемые; осадок водоочистных устройств и сооружений	Соединения железа, алюминия, серы, натрия, магния, калия, кальция, кремния, титана и фосфора; микроэлементы
Жидкие	Карьерные и дренажные воды, сточные воды вспомогательных производств	Взвешенные вещества, БПК, нефтепродукты, фенолы, сульфаты, хлориды, карбонаты, гидрокарбонаты, ПАВ, азотные соединения, ионы тяжелых и легких металлов, pH, бактерии
Пылегазообразные	Продукты сгорания топлива, технологических процессов и аспирации, отходящие газы	Пыль, сажа, оксиды азота и углерода, диоксид серы, сероводород, сероуглерод, аммиак, формальдегид, фосфорный ангидрид, хлор, бенз(а)пирен, микроэлементы

Таблица 16.3.
Виды природоохранной деятельности и перечень решаемых ими задач

Вид природоохранной деятельности	Решаемые задачи
Охрана и рациональное использование водных ресурсов	Предотвращение понижения уровня подземных вод, их истощения и обезвоживания почв на прилегающих территориях; сокращение притоков воды в горные выработки, уменьшение загрязнения карьерных и дренажных вод; очистка сточных вод от вредных примесей до безопасных уровней; максимальное использование очищенных сточных вод на производственные нужды
Охрана атмосферного воздуха	Создание технологических процессов и горнотранспортного оборудования, обладающих низким пылегазообразованием; предотвращение и снижение выделения вредных выбросов в атмосферу при производстве горных работ; разработка и освоение способов, систем улавливания и утилизации газообразных продуктов, образующихся при сжигании в топках котлоагрегатов; предотвращение самовозгорания и пыления породных отвалов, открытых складов руды и угля, бортов карьеров; тушение эндогенных пожаров
Охрана и рациональное использование земель	Совершенствование горных работ в направлении сокращения изымаемых из оборота нарушаемых земель; ускорение темпов и снижение трудоемкости рекультивационных работ; рационализация способов технической и биологической рекультивации земель, включая восстановление гидродинамического режима грунтовых вод; создание и освоение комплексов специальных машин для рекультивации; разработка мероприятий и технических средств, исключающих отрицательное воздействие горных работ на прилегающие территории
Охрана недр и комплексное использование минеральных ресурсов	Сиижение потерь полезных ископаемых при добыче; вовлечение в эксплуатацию некондиционных и сложноструктурных залежей; извлечение полезных ископаемых из разубоженной горной массы; селективная выемка и использование сопутствующего минерального сырья; утилизация попутного газа (метана)

дых и пылегазообразных отходов производства.

В общепринятом значении природоохранная деятельность на карьерах включает четыре основных вида (табл. 16.3).

16.2. Очистка и обеззараживание сточных вод

16.2.1. Нормативные требования и условия сброса сточных вод

Необходимая глубина очистки сточных вод от техногенных загрязнений на карьерах (взвешенные вещества, минеральные соли и соли тяжелых металлов, нерастворимые частицы органического происхождения, бактерии) при сбросе их в водные объекты определяются состоянием водоема-приемника и степенью их разбавления в зависимости от предельно-допустимых концентраций (ПДК) различных загрязняющих ингредиентов. При этом должно соблюдаться условие:

$$C_1/ПДК_1 + C_2/ПДК_2 ... C_n/ПДК_n \le 1,$$

где $C_1, C_2, ..., C_n$ — концентрация поступающих в водные объекты загрязняющих веществ с одинаковыми лимитирующими показателями вредности; $ПДК_1$, $ПДК_2$, ..., $ПДК_n$ — предельно допустимые концентрации тех же веществ.

Предельно допустимая концентрация загрязняющих веществ с учетом разбавляющей способности водных объектов устанавливается решением уравнения

$$qK_{ст.} + aQK_р = (q—aQ)\ K_{пр.доп},$$

где Q и q — нормативные расходы соответственно воды водоема-приемника и сточных вод, м^3/ч; $K_{ст.}$ и $K_р$ — концентрация загрязняющих веществ одинакового вида соответственно в сточной воде и в месте их выпуска, г/м^3; a — коэффициент смешения; $K_{пр.доп}$ — предельно допустимая концентрация загрязняющего вещества в водоеме, г/м^3.

Сброс сточных вод в водные объекты в горнодобывающей промышленности регламентируется действующими "Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами" (М.: Минздрав СССР. 1988), согласно которым для каждого выпуска устанавливается предельно допустимый сброс (ПДС), утвержденный соответствующими контролирующими органами. В настоящее время нормы ПДС имеются для большинства карьеров. Они установлены на срок 1—5 лет, периодически пересматриваются и ужесточаиваются.

По данным за 1989—1991 гг. установленные нормы ПДС и ПДК на карьерах имеют следующие значения, мг/дм^3:

	Нормы ПДС	Нормы ПДК
Взвешенные вещества	1,5—32	+0,25+0,75
БПК, мгO_2/дм3	3—6	3—6
Нефтепродукты	0,05—0,3	0,05—0,3
Фенолы	0,0005—0,01	0,001
Железо	0,5	0,3
Общее солесодержание	1000	1000
Сульфаты	100—500	100—500
Хлориды	150—350	300—350
СПАВ	0,1—0,5	0,1
Азот нитритов	0,01—0,04	0,02
Азот нитратов	0,1—10	10
pH	6,5—8,5	6,5—8,5

16.2.2. Мероприятия по уменьшению количества сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ

Осуществляемые на карьерах мероприятия по сокращению образования сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ условно подразделяют на две группы:

1. Горнотехнические мероприятия, выполняемые в процессе производства горных работ;

2. Общетехнические, выполнение которых не связано непосредственно с горными работами (табл. 16.4).

16.2.3. Методы очистки и обеззараживания сточных вод

В связи с большим разнообразием качественно-количественного состава и свойств сточных вод на карьерах применяют следующие методы их очистки и обеззараживания: от взвешенных веществ, минеральных солей, солей тяжелых металлов, органических и бактериальных загрязнений, пространственной локализации или использования (рис. 16.1).

Очистка от взвешенных веществ основана на принципе удаления из сточных вод нерастворимых твердых частиц, которые выпадают в осадок или всплывают на поверхность под действием гравитационных сил (механическая очистка) и в результате изменения их физического состояния под воздействием специальных добавок органического и неорганического происхождения (физико-химическая очистка). По мере накопления осажденные или взвешенные частицы водоочистки удаляются. Механическая очистка осуществляется отстаиванием, фильтрованием, флотацией и центрифугированием; физико-механическая — коагуляцией, флокуляцией, сорбцией, электрокоагуляцией, электрофлотацией и электронейтрализацией.

Очистка от минеральных солей заключается в опреснении сточных вод с солесодержанием более 1 г/дм^3 путем выделения, разделения и очистки содержащихся в них минеральных примесей до товарных продуктов. Наиболее распространенные 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).

Очистка от солей тяжелых металлов обусловлена присутствием в сточных водах растворенных солей железа и алюми-

Таблица 16.4.
Перечень технических мероприятий по сокращению образования и загрязнения сточных вод

Группа мероприятий	Способ осуществления	Достигаемый экологический 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 уровней подземных вод
	Закачка сточных вод в глубокие водоносные горизонты	Сокращение сброса сточных вод в водоемы-приемники

ния, а также других тяжелых металлов в виде микроэлементов. В технологическом плане она осуществляется переводом растворенных солей металлов в твердую фазу (нейтрализация воды) и разделением жидкой и твердой фаз с последующим обезвоживанием и утилизацией образующегося осадка водоочистки. 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.

Очистка от органических загрязнений состоит в окислении органических примесей в сточных водах с помощью микроорганизмов, способных 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 осуществляется химическим, физическим и другими способами воздействия на сточные воды перед сбросом их в природные водные объекты. В качестве бактерицидных приемов очистки используют: хлорирование (жидкий хлор, гипохлорит натрия и калия, хлорная известь), озонирование, электролиз и облучение.

Пространственная локализация или **использование** заключается в экологиче-

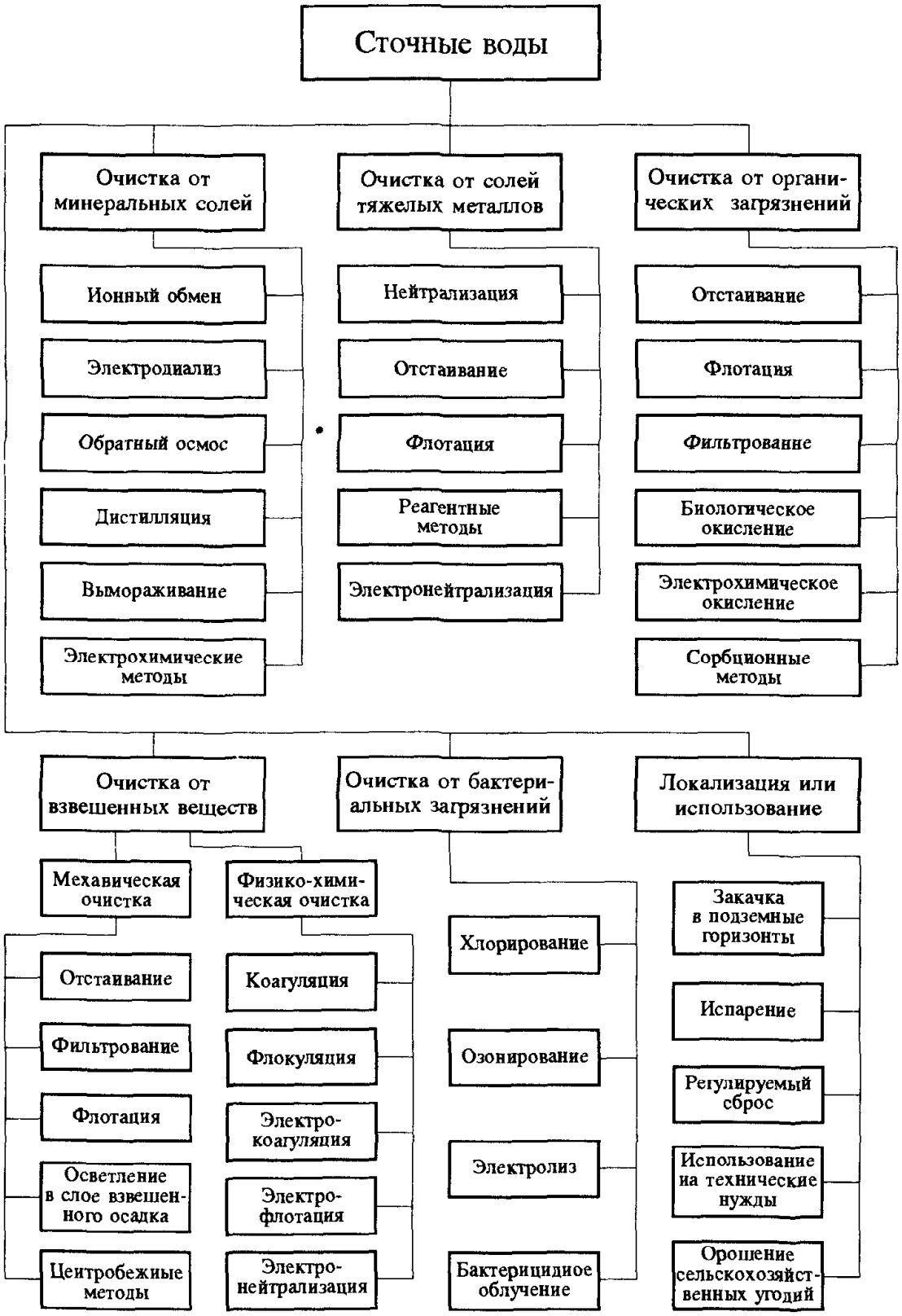


Рис. 16.1. Классификация основных методов очистки и обеззараживания сточных вод на карьерах

ски безвредном захоронении или консервации сточных вод путем закачки в подземные горизонты, испарения в прудах-испарителях и регулируемого сброса в природные водные объекты, а также широкого применения их на технические нужды и для орошения сельскохозяйственных угодий при соответствии техническим условиям объектов водопотребления.

Как правило, каждый из указанных выше методов очистки и обеззараживания сточных вод реализуется на индивидуальных и групповых очистных сооружениях, имеет свои технологические схемы и аппаратурное оформление, которые необходимо учитывать при их выборе в зависимости от производственно-технических и климатических условий применения.

16.2.4. Технологические схемы и конструкции водоочистных сооружений и установок

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 могут применяться 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 — до 2—10 мг/дм^3 (табл. 16.5).

Для примера в табл. 16.6 приведены основные технико-экономические показатели технологических схем очистки сточных вод, применяемых в угольной промышленности. Видно, что применяемые технологические схемы базируются на традиционных приемах отстаивания, фильтрования и обеззараживания, на стадии окончательной очистки используют различного рода скорые фильтры с загрузкой их кварцевым песком. Наиболее распространены открытые однослойные и напорные фильтры, менее — открытые двухслойные фильтры, контактные осветлители и виброфильтры (табл. 16.7).

В последние годы в угольной промышленности для очистки сточных вод от взвешенных веществ получают распространение новые типы водоочистных сооружений на базе аппаратов заводского изготовления, напорной флотации, промышленного культивирования макрофитов и др. Применение их в практике угольных предприятий обеспечивает достижение нормативной очистки сточных вод при более благоприятных технико-экономических показателях (табл. 16.8).

Определяющим принципом в подходе к выбору технологических схем и конструкций сооружений по очистке сточных вод от минеральных солей принято исход-

Таблица 16.5.
Состав и эффективность работы основных типов очистных сооружений

Состав сооружений	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
Отстойники с коагуляцией	60—80	20—80
Отстойники + фильтры	95—99	2—10
Осветлители со взвешенным слоем осадка	85—90	8—15

Таблица 16.6.
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, $м^3/ч$	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000	300	500	1000
Содержание взвеси в воде, $мг/дм^3$:												
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-смен/сут	16	18	20	21	24	27	20	23	26	20	22	29

ное солесодержание. Учитываются также химический состав сточных вод и сфера возможного применения опресненных вод, включая связанные с ними гигиенические аспекты обработки и потребления.

На рис. 16.2 представлена принципиальная схема деминерализации карьерных вод в горнодобывающей промышленности, разработанная ВНИИОСуглем на основе технико-экономических оценок. На долю термического метода опреснения приходится около 1,5 % всех сбрасываемых минерализованных вод; остальные объемы подлежат обезвреживанию мембранными методами — обратным осмосом (7 %) и электродиализом (96,5 %). Помимо стадий опреснения в технологии деминерализации выделены стадии 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 высокий уровень развития получила электродиализная техника очистки минерализованных вод (табл. 16.9). Однако выпускаемое оборудование по производительности не в полной мере удовлетворяет потребности открытых горных разработок и требует дальнейшего совершенствования.

Для очистки сточных вод от солей тяжелых металлов чаще применяют технологические схемы, включающие двухрежимную или двухстадийную нейтрализацию стоков с получением очищенной воды и переводом растворенных солей металлов в осадок с последующим его уплотнением, обезвоживанием и утилизацией в народно-хозяйственных целях. 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.

В угольной промышленности накоплен опыт по подготовке природных железосодержащих вод в зоне открытых горных разработок для питьевых целей. На Ипполитовском водозаборе ПО "Приморскуголь" внедрена установка по стабилизации агрессивных железосодержащих вод

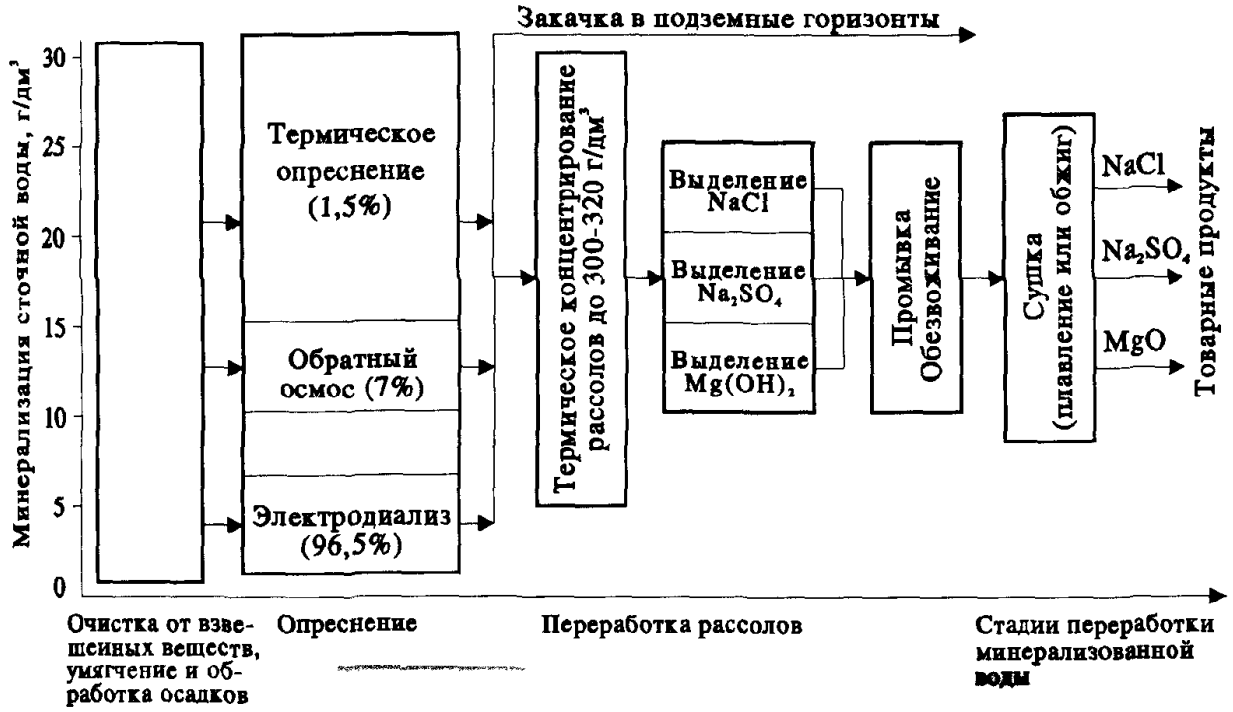


Рис. 16.2. Принципиальная схема деминерализации карьерных вод в горнодобывающей промышленности

производительностью 200 м³/ч. Стабилизация производится в две стадии путем последовательной обработки железосодержащей воды физическим методом (рис. 16.3). Далее стабилизационная вода поступает на фильтры для обезжелезивания. Достигнутые показатели очистки: концентрация ионов железа уменьшается с 6—10 до 0,3 мг/дм³, содержание агрессивной углекислоты с 50—60 мг/дм³ до 0.

В состав сооружений по очистке сточных вод от органических загрязнений (БПК—25—250 мг O_2/дм³; ХПК—3,2—275 мг O_2/дм³; фенолы — 0,001—0,2 мг/дм³; нефтепродукты — 0,15—17,5 мг/дм³) входят горизонтальные и вертикальные отстойники, септики, биофильтры, поля биофильтрации и биологические пруды. Однако эффективность их работы в современных условиях недостаточна, что обуславливает необходимость ускоренного внедрения на горнодобывающих предприятиях водоочистных сооружений биологической очистки, базирующихся на применении компактных установок заводского изготовления. Этим требованиям в полной мере отвечают малогабаритные установки типа ТАБС производства СП "ЭКО-ТАБС" (г. Сланцы, Ленинградской обл.), включающие в себя усреднитель, систему раздельно расположенных аэротенков и отстойников с активным илом, реагентное хозяйство и обезвоживающее оборудование. Аэротенки и отстойники выполнены в виде цилиндрических емкостей с металлическими стенками и бетонными основаниями, характеризуются высокой технологической и санитарно-гигиенической надежностью эксплуатации практически в любых производственно-технических и климатических условиях. Производительность установок — 160—1650 м³/сут (табл. 16.10).

Наличие в карьерных водах значительного бактериального загрязнения (коли-титр — 720000—2000000, наличие условно-патогенных энтеробактерий) обуславливает необходимость принятия специальных мер по обеззараживанию практически всех категорий сточных вод

Таблица 16.7.
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	—	0,5—2,0	—
Скорые однослойные напорные	—	1,0—1,3	—	0,5—1,6	—
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	2,0—2,3	—	0,7—4,0	—
Виброфильтры	Латунная сетка	0,03	—	0,08—0,2	—

Технологические показатели фильтров					Конструкция фильтров
скорость фильтрования, м/ч	длительность фильтро-цикла, ч	интенсивность промывки, $дм^3/(с·м^2)$	относительный расход воды на промывку, %	число промывок в сутки	
5,5—8,0	8—12	13—15	10—15	2—3	Скорые однослойные открытые
6—8	6—12	14—16	5—15	2—4	Скорые однослойные напорные
8—10	8—12	13—15	10—15	2—3	Скорые двухслойные
4,5—6,0	8—24	14—16	10—16	1—3	Контактные осветлители
12—15	0,5—1	4—6	1—3	24—48	Виброфильтры

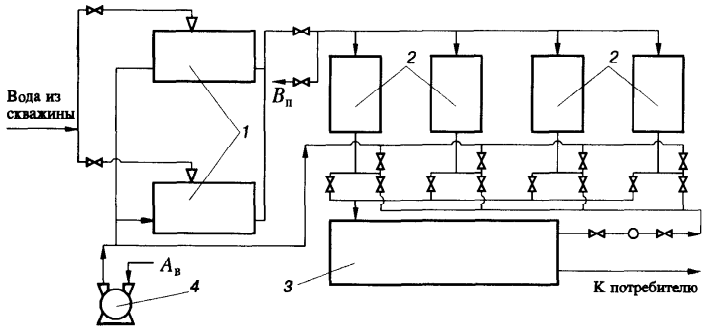


Рис. 16.3. Технологическая схема подготовки железосодержащих агрессивных вод для питьевых целей:

1 — узлы стабилизации воды, *2* — фильтры, *3* — резервуар очищенной воды, *4* — компрессор, $B_п$ — промывная вода, идущая на осветление, $A_в$ — воздух

Таблица 16.8.
Технико-экономические показатели новых технологий очистки сточных вод угольных предприятий

Показатели	Тип сооружений с использованием					
	аппаратов заводского изготовления (ОН-10, ФОВ-3, ФС-6, центрифуга)			напорной флотации	тонкослойных фильтров (ОН-10, ФТ-15, ФС-6, центрифуга)	промышленного культивирования макрофитов
Производительность станции, $м^3/ч$	200	300	600	300	300	300
Содержание взвешенных веществ, $мг/дм^3$, в воде:						
исходной	Не ограничивается			1000	Не ограничивается	
очищенной	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5	3—5
Численность обслуживающего персонала, чел.	10	22	16	20	7	2

перед сбросом их в водоемы. Как правило, обеззараживание сточных вод производится путем хлорирования, озонирования или прямого электролиза очищаемых стоков на водоочистных сооружениях. Преимущества процесса хлорирования воды — высокая надежность и простота конструктивного оформления дозирующего устройства, недостаток — ухудшение органолептических показателей воды, которое практически исключается в схемах обеззараживания озонированием или прямого электролиза.

Очистка сточных вод пространственной локализацией или их использование имеет ограниченное распространение. Технологические схемы их реализации в каждом конкретном случае определяются проектом с учетом геологических и природно-климатических условий района размещения открытых горных разработок.

Таблица 16.9.
Техническая характеристика отечественных электродиализных аппаратов

Показатели	Однопакетные			Двухпакетные со средним электродом			
	Родник-3М	Э-400.01	ЭХО-5000×200	ЭХО-500×300.01	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 рабочнх ячеек (пар мембран)	200	200	200	2 × 150	2 × 150	2 × 200	2 × 200
Потери давления в аппарате при рабочей производительности, Па	$1,5 \cdot 10^5$	$2,0 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,5 \cdot 10^5$	$1,0 \cdot 10^5$	$1,0 \cdot 10^5$
Разработчик	НПО "Пластмассы"	ВНИИВОДГЕО				НПО "Пластмассы" ТФ ОКТБ	
Изготовитель	ПО "Тамбовмаш"	АЭМЗ				ПО "Тамбовмаш"	—

Таблица 16.10.
Техническая характеристика установок ТАБС

Показатели	ТАБС-15	ТАБС-20	ТАБС-50	ТАБС-110
Производительность, $м^3/сут$:				
минимальная	160	220	500	1100
максимальная	225	300	750	1650
Допустимое загрязнение исходной воды, $мг/дм^3$:				
органическими веществами по $БПК_5$	250	250	250	250
взвешенными веществами	600	600	600	600
Максимальная концентрация в очищенной воде, $мг/дм^3$:				
органических загрязнений по $БПК_5$	20	20	20	20
взвешенных веществ	30	30	30	30
Объем избыточного ила, $м^3/сут$	—	4,6	—	22—33
Расход материалов:				
хлор, кг/сут	1,1	1,5	3,75	8,26
флокулянт, кг/сут	0,6	0,8	2,0	4,0
водопроводная вода, $м^3/ч$	6	6	6	6
Потребляемая мощность, кВт	—	32	—	47
Занимаемая площадь, $м^2$	600	800	1000	1600
Продолжительность монтажа установок, дней	75	80	90	120

16.3. Предотвращение пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха

16.3.1. Нормативные требования к атмосферному воздуху и к технологическим выбросам загрязняющих веществ

В основу принятой регламентации пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха на карьерах положены три критерия вредности:

1. Допустимой может быть признана только такая концентрация атмосферных загрязнений, которая не оказывает на человека прямого или косвенного вредного или неприятного действия, не снижает его работоспособности и не влияет на самочувствие и настроение;

2. Привыкание к вредным веществам должно рассматриваться как неблагоприятный момент и доказательство недопустимости изучаемой концентрации;

3. Недопустимы также такие концентрации вредных веществ, которые неблагоприятно влияют на растительность, климат, прозрачность атмосферы и бытовые условия жизни населения.

Исходя из этих принципов, предельно допустимые концентрации (ПДК) атмосферных загрязнений устанавливаются в двух показателях: максимально разовые и среднесуточные.

Максимально разовые ПДК устанавливаются с целью предупреждения заболеваний органов дыхания и рефлекторных реакций человека (ощущение запаха, изменение биоэлектрической активности головного мозга, световая чувствительность глаз и др.) при кратковременном воздействии атмосферных загрязнений (до 30 мин), а *среднесуточные* — с целью предупреждения их резорбтивного, общетоксического, канцерогенного, мутагенного и других явлений. К настоящему времени в нашей стране ПДК обоснованы и утверждены для 114 вредных веществ и 24 комбинаций загрязнения атмосферного воздуха; в сокращенном виде перечень ПДК для основных видов атмосферных загрязнений приведен в табл. 16.11.

При содержании в атмосферном воздухе нескольких вредных веществ однонаправленного действия должно соблюдаться условие:

$$\frac{C_1}{ПДК_1} + \frac{C_2}{ПДК_2} + \ldots + \frac{C_n}{ПДК_n} \le 1,$$

где C_1, C_2, ..., C_n — фактические концентрации загрязняющих веществ в атмосфере, мг/м^3; $ПДК_1$, $ПДК_2$, ..., $ПДК_n$ — предельно допустимые концентрации загрязняющих веществ, мг/м^3.

Эффектом суммации из числа наиболее распространенных загрязняющих веществ на открытых горных работах обладают диоксиды серы и азота, диоксид серы и сероводород.

В настоящее время в отечественной практике осуществляется переход от установления ПДК к более прогрессивной системе предельно допустимых выбросов (ПДВ), представляющей собой строго контролируемый технический показатель деятельности промышленного предприятия. ПДВ устанавливаются санитарными органами для каждого источника загрязнения, а на период их достижения — временно согласованные выбросы (ВСВ) с учетом фоновой концентрации и эффективности проводимых воздухоохранных мероприятий.

В практическом плане ПДВ и ВСВ на карьерах определяются в следующей последовательности:

составляются физико-географическая и климатическая характеристики района расположения предприятий (по данным органов гидромета);

описываются источники и параметры выбросов вредных веществ в атмосферный воздух, включая условия их рассеивания (по расчетам или замерам);

рассчитываются загрязнения атмосферного воздуха при существующем комплексе воздухоохранных мероприятий по обеспечению нормативов ПДВ и ВСВ;

рассчитываются загрязнения атмосферного воздуха с учетом осуществления планируемых воздухоохранных мероприятий;

Таблица 16.11.
Перечень ПДК для основных видов атмосферных загрязнений

Вещества	ПДК, мг/м^3	
	максимальная разовая	среднесуточная
Пыль нетоксичная	0,5	0,15
Оксид углерода	3	1
Диоксид азота	0,085	0,085
Сернистый ангидрид	0,5	0,05
Сероводород	0,008	0,008
Сероуглерод	0,03	0,005
Серная кислота	0,3	0,1
Аммиак	0,2	0,2
Ацетон	0,35	0,35
Бензин (в пересчете на С)	5	1,5
Сажа (копоть)	0,15	0,05
Фенол	0,01	—
Формальдегид	0,035	—
Фосфорный ангидрид	0,15	0,05
Хлор	0,1	0,03

планируются мероприятия по регулированию выбросов при неблагоприятных метеорологических условиях;

устанавливаются границы санитарно-защитных зон с расчетом их параметров по формуле:

$$l = L_0 \frac{P}{P_0},$$

где L_0 — расчетное расстояние от источника выброса (или центра группы источников) до линии нормы в направлении рассматриваемого румба на карте рассеивания, м; P — среднегодовая повторяемость направлений ветра противоположного румба, %; P_0 — повторяемость направлений ветров одного румба при круговой розе ветров, %;

обосновываются нормативы ПДВ и ВСВ для каждого источника выброса и предприятия в целом, включая сроки их действия.

Расчеты загрязнения атмосферного воздуха производятся на ЭВМ с использованием унифицированных программ УПРЗА-1-ЕС и ЭФИР-5. По результатам расчета выбросы вредных веществ в атмосферу нормируются для конкретных промышленных объектов с учетом фоновой концентрации, поправок на рельеф и суммации действия нескольких загрязняющих ингредиентов.

Разработаны и утверждены нормативы ПДВ и ВСВ для подавляющего большинства горнодобывающих предприятий, расположенных в городах с повышенным уровнем загрязнения воздушного бассейна (Кемерово, Качканар, Красноуфимск, Нерюнгри, Тула, Южно-Сахалинск и др.).

16.3.2. Токсичное влияние технологий открытых горных работ

Взрывные работы на карьерах характеризуются периодическими массовыми выбросами вредных веществ и пыли.

Высокая экономичность и безопасность аммиачно-селитряных взрывчатых

веществ стимулировали их широкое применение, что привело к резкому увеличению выбросов ядовитых оксидов азота и углерода (табл. 16.12).

Количество выбрасываемой взрывом пыли достигает 17 г/м^3, высота пылегазового облака — 1600 м. Ядовитые газы, остающиеся после взрыва во взорванной горной массе, выделяются из разрушенной породы в течение длительного времени.

Производство массовых взрывов на угольных разрезах Экибастуза приводит к выбросу в атмосферу за один взрыв до 150—200 т пыли и 6—8 тыс. м^3 вредных газов, высота пылегазового облака достигает 150—200 м. Концентрация пыли составляет 680—4250 мг/м^3, удельное пылеобразование — 43—250 г на 1 кг ВВ. Содержание диоксида серы увеличивается в 40 раз.

Одним из основных источников токсичных газообразных примесей, выбрасываемых в атмосферу карьера и примыкающего района, является технологический автотранспорт, работающий на дизельном топливе. Расход топлива зависит от режима работы двигателей.

Паспортный удельный расход топлива при номинальной мощности составляет для дизелей 6ДМ-21А (БелАЗ-549) и 8ДМ-21А (БелАЗ-7519) 211 г/(кВт·ч), для дизеля 8РА4-185 (БелАЗ-75191) — 238 г/(кВт·ч).

Расход топлива повышается при работе в плохих дорожных условиях, при низкой температуре, при износе двигателя, в условиях частых остановок и разгонов. Суммарное влияние этих факторов повышает расход топлива в 1,5 раза.

Количество вредных выбросов при сгорании 1 т дизельного топлива составляет:

Таблица 16.12.
Вредные выбросы при взрывных работах

Взрывчатые вещества	Компоненты, %	Кислородный баланс, %	Содержание ядовитых газов в продуктах взрыва, л/кг		
			CO	NO_x	условная сумма
Гранулотол	Тротил — 100	74	84,4	—	84,4
Алюмотол	Тротил — 85, Алюминий — 15	76	72	—	72
Граммонит 30/70В	Тротил — 70, аммиачная селитра — 30	46	69	2—3	82—98,5
Граммонит 50/50В	Тротил — 50, аммиачная селитра — 50	27	64	4	90
Граммонит 79/21	Тротил — 21, аммиачная селитра — 79	0	35—60	6	74—99
Игданит	Дизельное топливо — 5,5, аммиачная селитра — 94,5	0	22	6	61
Игданит	Дизельное топливо — 6,7, аммиачная селитра — 93,3	7	14	21	151
Игданит	Дизельное топливо — 4,3, аммиачная селитра — 95,7	7	65	3	84

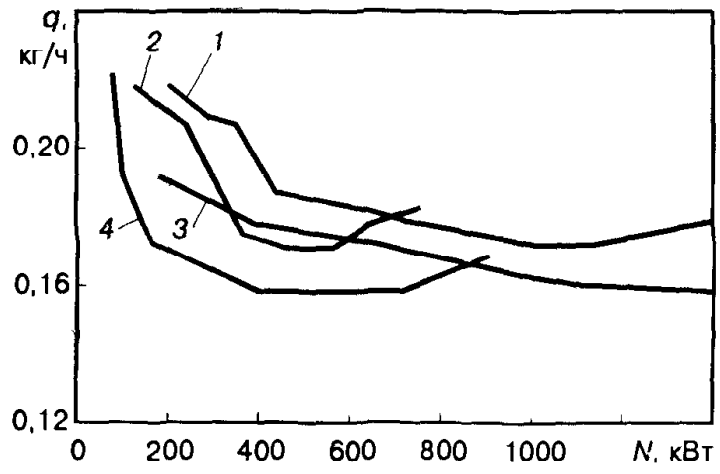


Рис. 16.4. График зависимости удельного расхода дизельного топлива от мощности дизеля тепловоза:

1—4 — для тепловозов соответственно ТЭ-3, ТЭМ-1, ТЭМ-7 и ТЭМ-2

CO — 0,1 г, углеводородов — 0,03 г, NO_2 — 0,04 г, SO_2 — 0,02 г, сажи — 15,5 кг, бенз(а)пирена — 0,32 г.

При разгоне дизеля до номинальной частоты вращения (от 900 до 1600 $мин^{-1}$) распределение выбросов изменяется следующим образом: при разгоне — CO — 4,2 %, NO_2 — 95,1 %, сажи — 0,7 %; при установившемся режиме — CO — 1,8 %, NO_2 — 97,8 %, сажи — 0,3 %.

Для расчета совокупного влияния вредных выбросов определяется количество их в условных тоннах, для пересчета компонентов используется коэффициент *A*, значения которого для некоторых веществ, выбрасываемых в атмосферу, приведены ниже.

Оксид углерода CO	1
Диоксид серы SO_2	22
Оксиды азота в пересчете (по массе) на NO_2	41,1
Летучие низкомолекулярные углеводороды (пары жидких топлив) по углероду:	
45° широты севернее	1,26
45° широты южней	3,16
Сажа без примесей (пыль углерода без учета примесей)	41,5
3,4—бенз(а)пирен	$12{,}6 \cdot 10^5$

Зависимость удельного расхода топлива *q* тепловозами от мощности *N* дизеля показана на графике (рис. 16.4).

Традиционная техника на карьерах является в значительной степени пылящей, что ухудшает состояние приземного слоя атмосферы в районе открытых горных работ, в особенности при разработке месторождений цветных металлов и угля.

На разрезах Экибастуза при отключенной системе пылеподавления концентрация пыли в забоях мощных роторных экскаваторов достигает 2750—7600 $мг/м^3$, в местах перегрузки — до 26000 $мг/м^3$. При работе пылеподавляющих устройств концентрация пыли остается на уровне 1600—2600 $мг/м^3$ при расходе воды на средних роторных экскаваторах до 2 $м^3/ч$ и на мощных — до 14,5 $м^3/ч$.

16.3.3. Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферный воздух

Технологические процессы разработки месторождений открытым способом сопровождаются образованием значительного количества пылегазовых выбросов, содержащих вредные компоненты (пыль, сажа, оксиды азота и углерода, диоксид серы и др.) и загрязняющих атмосферу прилегающей территории. Пылегазовое загрязнение происходит при буровзрывных работах, экскавации, погрузке в транспортные средства и транспортировании горной массы, внутреннем и внешнем отвалообразовании, а также при работе энергетических и сушильных установок, на открытых складах, технологических комплексах промплощадок, приемных ямах и станциях примыкания. Доля газо-

образных вредных веществ на карьерах составляет 13 %, твердых — 87 %.

В качестве примера в табл. 16.13 приведены данные по удельному выделению пыли и газов от неорганизованных источников на ряде угольных разрезов России и Казахстана. Из представленных данных видно, что пыль выделяется при всех технологических процессах, газообразные вещества — в основном при эндогенных пожарах и автотранспортом, в меньшей степени — при взрывных работах. Интен-

Таблица 16.13.
Удельные выбросы вредных веществ в атмосферу от неорганизованных источников на разрезах

Объединение, разрез	Вредные вещества, выделяемые в атмосферу разрезов	Выделение вредных веществ на 1 т добычи по источникам загрязнения, кг				
		всего	в том числе			
			взрывные работы	технологическое оборудование	автотранспорт	эндогенные пожары на угольных уступах
ПО "Красноярскуголь" Бородинский	Всего	0,108	0,057	0,014	0,037	—
	В том числе:					
	пыль	0,039	—	0,0020	0,037	—
	газы	0,069	0,057	0,012	—	—
	из них:					
	оксид углерода	0,0557	0,044	0,0117	—	—
	оксиды азота	0,0053	0,005	0,0003	—	—
	углеводороды	0,008	0,008	—	—	—
ПО "Кемеровоуголь" Им 50-летия Октября	Всего	8,89	0,64	0,23	0,52	7,5
	В том числе:					
	пыль	0,534	—	0,014	0,52	—
	газы	8,36	0,64	0,22	—	7,5
	из них.					
	оксид углерода	7,06	0,42	0,13	—	6,51
	оксиды азота	0,275	0,12	0,09	—	0,065
	углеводороды	0,1	0,1	—	—	—
	диоксид серы	0,65	—	—	—	0,65
	сероводород	0,27	—	—	—	0,27
ПО "Экибастузуголь" "Богатырь"	Всего	0,41	0,019	0,03	0,37	—
	В том числе:					
	пыль	0,3713	—	0,0018	0,37	—
	газы	0,039	0,019	0,028	—	—
	из них:					
	оксид углерода	0,027	0,015	0,017	—	—
	оксиды азота	0,011	0,003	0,011	—	—
	углеводороды	0,001	0,001	—	—	—

сивность пылевыделения при работе технологического оборудования достигает: бурового станка — 4,3 г/с, экскаватора-мехлопаты — 2 г/с, экскаватора-драглайна — 11 г/с, разгрузке думпкара — 64—275 мг/с, автосамосвала — 15 г/с, 1 м ленточного конвейера — 50 мг/с, бульдозера (ДЭ-250, Т-180) — 97—200 мг/с.

Основой воздухоохранных мероприятий на карьерах является комплексный подход к их разработке и реализации. Для каждого вида источников вредных выбросов в атмосферу имеются типовые технические решения по уменьшению выделения загрязняющих веществ, обоснованы пределы достигаемой эффективности от их внедрения, определена номенклатура серийно выпускаемого пылегазоулавливающего оборудования, пригодного для применения в условиях открытых горных разработок. В качестве основных направлений этой работы приняты следующие:

применение технических средств и технологических процессов производства с минимальным выделением загрязняющих веществ в атмосферу карьеров;

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 отбитой горной массы или предварительное увлажнение рабочей части уступов. Отбитая горная масса увлажняется поверхностным орошением 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 борозды под воздействием гравитационных сил.

Для борьбы с пылью при погрузочно-разгрузочных и транспортных работах на карьерах получили распространение гидроорошение, механические устройства и аппараты для пылеподавления (укрытия, оснащенные аспирацией, и ограждения), физико-химические методы (пена, искусственный снег, пылесвязывающие вещества, смачиватели и т.п.).

Применение аспирационных укрытий позволяет осуществлять локализацию источников пылеобразования и последующую очистку запыленного воздуха в пылеулавливающих аппаратах. При выборе схем аспирации обычно исходят из компоновки технологического оборудования и условий его применения. Для этой цели используют различные формы и конструкции укрытий, обеспечивающих равномерное разрежение воздуха по укрытиям и исключающих выбивание пыли в рабочую зону. Предусмотрена также взаимная блокировка приводов технологического оборудования и вентилятора в системе аспирации. Для очистки аспирационного воздуха, поступающего от транспортных средств с запыленностью < 5 г/м^3, устанавливаются мокрые или батарейные циклоны сухой очистки (рис. 16.5, *а*, *б*), при концентрации пыли > 5 г/м^3 — две ступени пылеулавливающих аппаратов (рис. 16.6). Общая степень очистки достигает 90—99,5 %.

Высокие результаты на перегрузочных пунктах ленточных конвейеров дает применение устройств эжекционного пылеотсоса конструкции НПЛ "Экопыль" (г. Алчевск Луганской обл., Украина).

Проблема предотвращения сдувания пыли с открытых штабелей сыпучих материалов решается с помощью специальных ограждений, уноса пыли с больших поверхностей — путем сооружения ветрозащитных барьеров. Перспективным направлением в этих случаях является формирование пылевлагосвязующих покрытий пылящих поверхностей из естественных и искусственных материалов.

Возможный путь снижения пылеобразования и очистки от взвешенной пыли на карьерах — использование воды в твердом агрегатном состоянии в виде снега и мелких ледяных кристаллов. Малая плот-

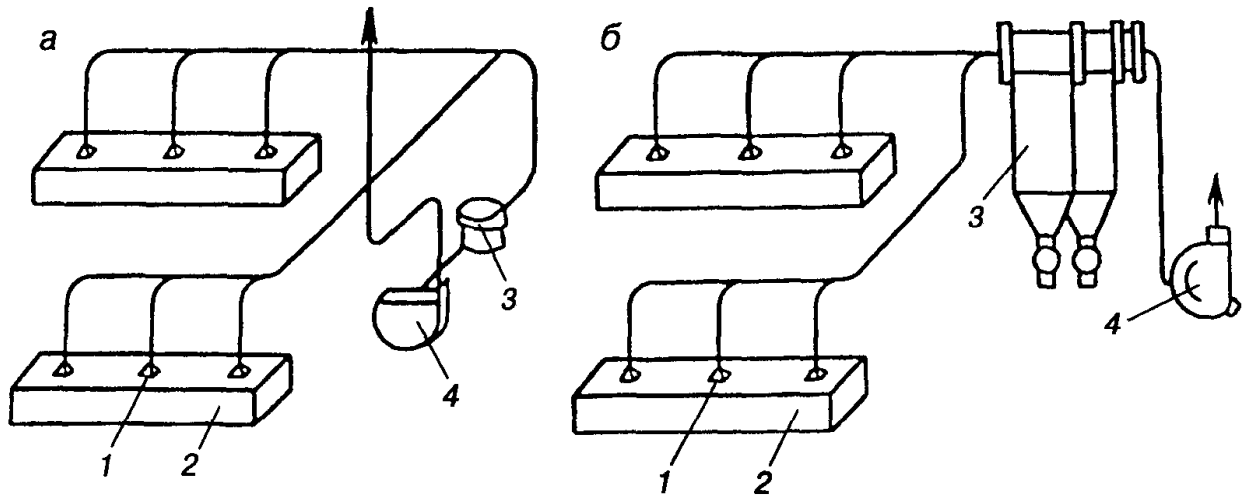


Рис. 16.5. Схемы аспирационных установок обеспыливания транспортных механизмов с одной ступенью очистки отходящего воздуха с применением циклона-промывателя СИОТ (*а*) и батарейного циклона сухой очистки ПБЦ (*б*):

1 — воздухоприемники, *2* — укрытия для конвейеров, *3* — циклон; *4* — вентилятор

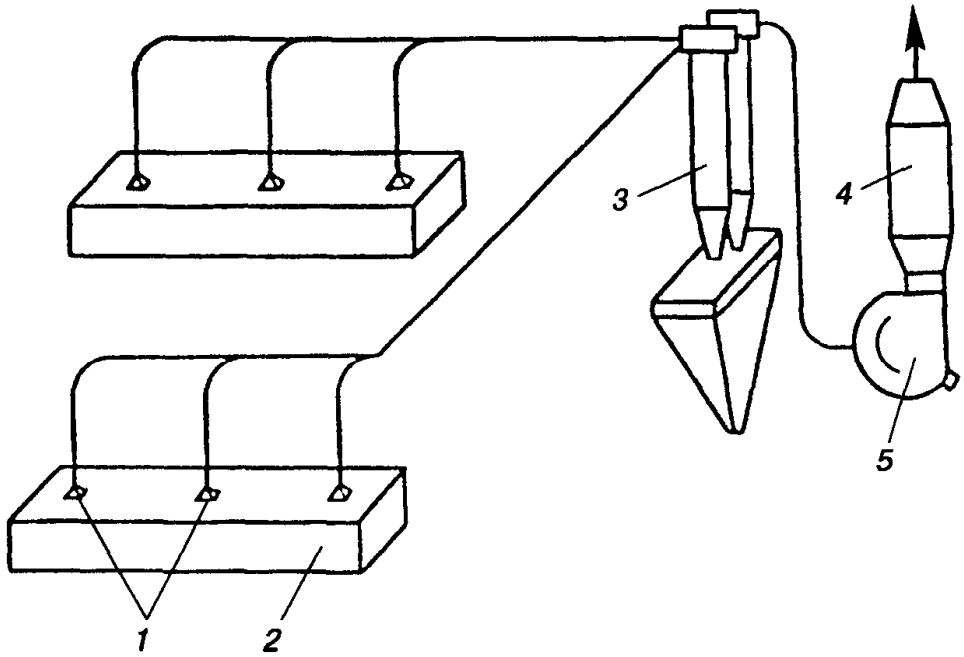


Рис. 16.6. Схема аспирационной установки обеспыливания транспортных механизмов с двумя ступенями очистки отходящего воздуха:

1, 2 — см. рис. 16.5; *3* — группа циклонов ЦН-15; *4* — мокрый пылеуловитель МПР; *5* — вентилятор

ность снега; большая площадь поверхности, определяющая высокую пылеемкость; отсутствие смерзания материала, коррозии металлических частей оборудования и дополнительного загрязнения окружающей среды — преимущества данного метода пылеподавления при низких температурах воздуха.

Одно из перспективных направлений борьбы с пылью — пылеподавление с помощью воздушно-механической пены. Однако применение пенного способа для

борьбы с пылью в настоящее время сдерживается рядом технических и технологических причин, затрудняющих широкое внедрение способа на карьерах.

Санитарная очистка отходящих газов от диоксида серы, образующегося при сжигании угля в энергетических установках, осуществляется несколькими способами: мокрым (известняковый, известковый, магнезитовый, аммиачный), сухим (содовый, пиролюзитный), вдуванием связующих компонентов непосредственно в топку. Однако разработанные и испытанные в производственных масштабах различные способы очистки от диоксида серы сложны и дорогостоящи, требуют специальных мероприятий по переработке и утилизации попутных продуктов, поэтому они чаще всего применяются в смежных отраслях промышленности, выбросы которых велики по сравнению с выбросами горных предприятий.

Очистка отходящих газов от оксидов азота и углерода, несмотря на многообразие апробированных методов, не получила широкого промышленного применения в России и за рубежом, поскольку предложенные для этой цели аппараты оказались технологически сложными и дорогостоящими, малопригодными для работы в загрязненной среде.

Дальнейшее повышение эффективности мероприятий по охране атмосферного воздуха от пылегазовых загрязнений на карьерах возможно путем перехода на малоотходные и безотходные технологии производства, обеспечивающие минимальное выделение вредных примесей в атмосферу, создания и освоения систем автоматического контроля и прогнозирования загрязнения атмосферного воздуха в рабочих зонах для принятия оперативных мер по их уменьшению, применения новых средств пылегазоочистки с учетом специфики промышленных производств и природно-климатических условий. Для улучшения санитарно-гигиенической обстановки на карьерах необходимо ускорить внедрение эффективных способов и средств управления воздухообменом на глубоких горизонтах и активного воздействия на туманы при неблагоприятных метеорологических условиях.

16.3.4. Оборудование и материалы для комплексного обеспыливания технологических процессов на карьерах

Выбор необходимого оборудования зависит от пылеобразующей способности разрушаемого и перемещаемого горного массива, вида производственного процесса и применяемого горного оборудования. Обеспыливание карьеров должно осуществляться комплексным применением в различных сочетаниях увлажнения горных массивов, орошения, пылеотсоса, пылеподавления пеной, покрытия пылящих поверхностей специальными химическими составами и т.п.

Ниже приведены сведения об оборудовании, применяемому при различных технологических процессах на открытых разработках.

Бурение скважин. Все буровые станки оснащаются пылеулавливающими установками и устройствами для бурения скважин с промывкой.

В системах пылеулавливания буровых станков применяются три ступени очистки: ступень I — от буровой мелочи и крупных фракций пыли, ступень II — от средних и мелких фракций пыли, ступень III — от тонких фракций пыли.

В ступени I используются пылеприемные колпаки или пылеприемники, улавливающие до 95 % буровой мелочи (размером более 500 мкм), в ступени II — циклоны с эффективностью пылеулавливания частиц размером более 10 мкм 90 %, а в ступени III — тканевые фильтры с эффективностью улавливания тонких фракций пыли (размером менее 10 мкм) до 99 % и более.

В системе пылеулавливания бурового станка 2СБШ-200 (рис. 16.7) пылеприемником является зонт. Для подъема и опускания зонта предусмотрена лебедка. С помощью эжекторного устройства запыленный воздух от пылеприемника поступает в пылеосадительную камеру, где

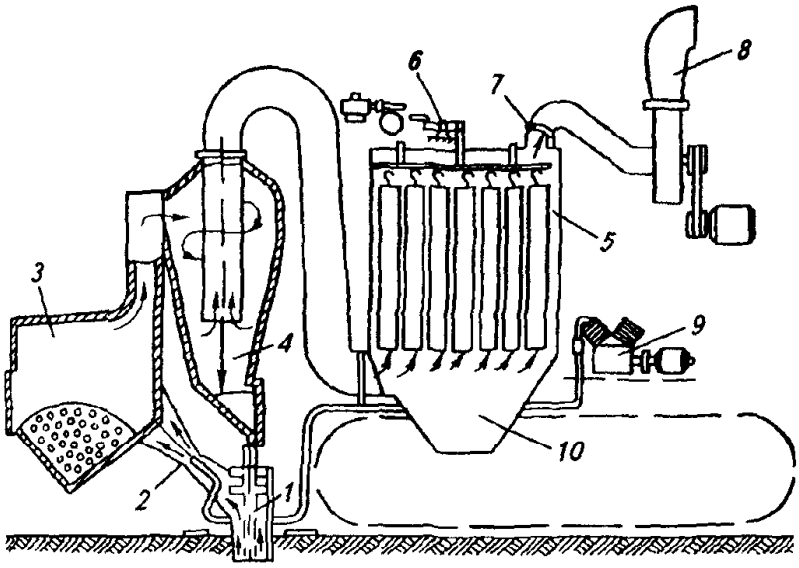


Рис. 16.7. Схема пылеулавливающей установки бурового станка 2СБШ-200:

1 — пылеприемник, *2* — эжекторное устройство, *3* — пылеосадительная камера, *4* — циклоны, *5* — рукавный фильтр, *6* — встряхивающее устройство, *7* — шибер, *8* — вентилятор, *9* — компрессор, *10* — бункер

осаждаются крупные частицы. Частично очищенный воздух поступает в циклоны, где очищается от основного количества пыли На стадии III запыленный воздух проходит через рукавный фильтр, имеющий механизм встряхивания рукавов, подвешенных на четырех пружинах к подвижной раме. В фильтрах воздух проходит окончательную очистку и через выхлопной патрубок вентилятора выбрасывается в атмосферу. При бурении обводненных пород предусмотрено отключение узла рукавных фильтров с помощью заслонок.

Техническая характеристика системы пылеулавливания бурового станка 2СБШ-200

Число ступеней очистки	3
Объем брезентового зонта, м^3	0,2
Диаметр циклона, м	0,45
Число циклонов	2
Рукава	
диаметр, м	0,16
площадь фильтрации, м^2	22
материал	Сукно № 2, арт 20 (ГОСТ 6985—69)
Вентилятор	
тип	ВВД-8у
подача, м^3/с	2,25—1,16
давление, МПа	0,006
частота вращения, об/мин	1800
потребляемая мощность, кВт	14
масса, кг	248

Завод-изготовитель

Бузулукский завод тяжелого машиностроения им В В Куйбышева (г Бузулук Оренбургской обл)

На буровых станках СБШ-2М в качестве ступени III применены труба Вентури и циклоны с обратным конусом, где воздух очищается мокрым способом.

Для станков пневмоударного бурения типов БМК-4 и СБМК-5 институтом "Средазнипроцветмет" разработана пылеулавливающая установка УПП-5 для улавливания пыли при сухом бурении скважин. Установка имеет четыре ступени очистки и состоит из пылеприемника, бункера для отдельных крупных фракций, группового циклона, гидравлического осадителя для улавливания тонкодисперсной пыли и вентилятора высокого давления.

При начальной концентрации пыли 300—400 г/м^3 коэффициент пылеочистки составляет 99,9 %, что позволяет поддерживать уровень запыленности воздуха на рабочих местах в пределах, допустимых санитарными нормами

Для буровых станков шарошечного и пневмоударного бурения институт "Гипроникель" разработал фильтр тонкой очи-

стки. В системе пылеулавливания фильтр — последняя ступень очистки пылевоздушного потока, отсасываемого из скважины. Конструкция фильтра позволяет увеличить скорость фильтрации в 4—8 раз по сравнению с принятыми в рукавных фильтрах, что приводит к соответствующему уменьшению поверхности фильтра.

Техническая характеристика фильтра тонкой очистки воздуха конструкции "Гипроникель"

Площадь поверхности, $м^2$	18
Пропускная способность, $м^3/ч$	5000
Фильтровальная ткань	Нитрон тройного сплетения
Скорость фильтрации, м/с	0,08
Запыленность очищаемого воздуха, $г/м^3$	До 6
Диаметр фильтровального рукава, мм	350
Число рукавов	8
Регенерация фильтра	Струйная продувка с автоматическим управлением
Скорость движения каретки, м/с	0,5
Вместимость воздухосборника, $м^3$	2,7
Давление в воздухосборнике, МПа, не менее	0,25
КПД фильтра, %	99,8
Габариты (без бункера), мм	3000×1800×1060
Масса фильтра, кг	970

Для уменьшения выбросов в атмосферу пыли и токсичных газов, образующихся при работе станков термомеханического бурения СБТМ-20 с воздушным окислением горючего, предназначена установка ПГПУ, разработанная институтом ВНИИБТГ. Она состоит из двух узлов: пылеподавления и уменьшения токсичности газов.

Пыль подавляется распылением воды из четырех распылителей, установленных по два на каждую вытяжную трубу.

Токсичность газов уменьшают заменой технологического горючего топливно-водяной эмульсией, приготовляемой в установке, находящейся на станке.

Техническая характеристика установки ПГПУ

Расход воды через форсунку, $м^3/ч$	0,13
Общий расход воды, $м^3/ч$	2,1
Эффективность очистки воздуха, %	
от пыли	90—99
от оксида углерода	81
от оксидов азота	80
от альдегидов	100

При огневом бурении на станках СБО-1 и СБО-2 применяется пенный способ пылеулавливания, при котором от аспирационного укрытия — бункера воздух направляется в пенный аппарат и пропускается через слой пены для очистки от пыли и вредных газов до уровней ПДК.

Взрывные работы. Средствами уменьшения запыленности атмосферы при взрывных работах являются:

взрывание зарядов ВВ в скважинах с воздушными промежутками с целью обеспечения равномерного разрушения горной массы;

взрывание 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 $CaCl_2$;

взрывание 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;

взрывание высоких уступов (до 30 м и более), снижающих высоту подъема пылегазового облака;

взрывание 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 рациональными сетками расположения скважин, короткозамедленным взрыванием и зарядами с воздушными промежутками используется гидрообеспыливание.

Таблица 16.14.
Удельные расходы воды (дм³/м³) при увлажнении различных массивов

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

Гидрообеспыливание при массовых взрывах может применяться до взрыва, одновременно и после него. В зависимости от интенсивности образования пыли во время взрыва, обусловленной свойствами взрываемых горных пород, используются 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 осуществляется с помощью гидропоездов и поливочных машин с расходом воды около 10 дм³ на 1 м² площади. При использовании гидропоездов и поливочных машин орошение осуществляется гидромониторами.

Предварительное увлажнение массива через скважины осуществляют в основном нагнетанием воды насосами различных типов.

Удельные расходы воды для увлажнения горных пород при различных способах гидрообеспыливания приведены в табл. 16.14.

Предварительное нагнетание воды или растворов солей, а также их свободная фильтрация одновременно с обеспыливанием взрывных работ снижают пылевыделение на последующих операциях разработки месторождений открытым способом.

При обеспыливании воздуха в процессе взрыва с помощью внешней водяной забойки расход воды составляет около 0,4—0,5 м³ на каждую скважину и должен определяться исходя из ее удельного расхода, равного 1—1,5 дм³ на 1 м³ взрываемой горной массы. Внутренняя водяная забойка обеспечивает повышенный эффект при использовании дополнительного 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 дм³ на каждую взрываемую скважину.

Для обеспыливания воздуха после массовых взрывов используются водовоздушные струи, создаваемые оросительно-вентиляционными установками ОВ-3 или УМП-1.

Способы гидрообеспыливания массовых взрывов могут применяться и в холодный период года при использовании вместо воды растворов хлоридов магния, кальция или натрия (рис. 16.8).

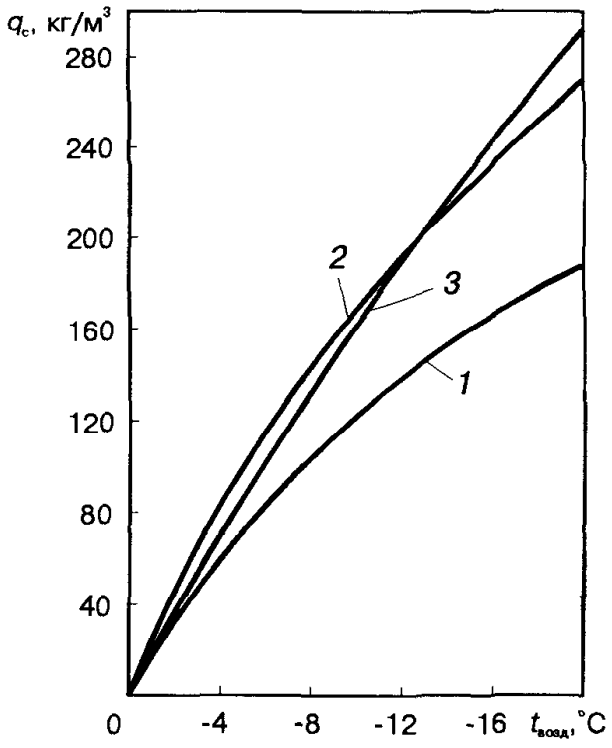


Рис. 16.8. График для определения удельного расхода q_c хлоридов магния (*1*), натрия (*2*) и кальция (*3*) в зависимости от тепературы воздуха $t_{возд}$

Экскаваторные работы. Погрузка угля и вскрышных пород одноковшовыми экскаваторами сопровождается высоким пылевыделением (от 400 до 11000 мг/с), уровень которого зависит от физико-химических свойств экскавируемого материала и производительности экскаватора.

Для предотвращения пылеобразования при ведении экскаваторных работ следует применять увлажнение отбитой горной массы или предварительное увлажнение массива угля.

Отбитая горная масса может увлажняться поверхностным орошением с помощью подключаемых к водопроводу стволов-распылителей типов РС, СА, лафетных стволов типа ЛС-1 и других распылителей, а также с помощью оросительно-вентиляционных установок УМП-1А, самоходного поливочного агрегата СПА-1 и других поливочных машин, оборудованных гидромониторами.

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.

Предварительное увлажнение массива угля может осуществляться нагнетанием жидкости через скважины или борозды насосными установками, за счет давления в карьерном водопроводе или под воздействием гравитационных сил.

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) определяются опытным путем.

На угольных разрезах расход составляет 50—100 л/мин, давление воды — 1,5—6 МПа, а расстояние между скважинами — от 5 до 15 м.

Для предварительного увлажнения угольного массива через скважины могут применяться серийные насосные установки типов 2УГН, УНР, ГР-16/40 и др.

Для герметизации скважин при предварительном увлажнении угольного массива можно применять герметизаторы типа СГС-3 конструкции НИИОГРа и ГСН конструкции Сибгипрогормаша, а для нагнетания воды в уплотненные и слежавшиеся навалы перед их экскавацией — герметизатор ГН-1 конструкции НИИОГРа.

Техническая характеристика герметизаторов приведена ниже.

Герметизатор	СГС-3	ГСН	ГН-1
Расход воды, м³/с	$1{,}7 \cdot 10^{-3}$	$3{,}3 \cdot 10^{-3}$	$3{,}3 \cdot 10^{-3}$
Давление нагнетания, МПа	1,0—1,5	5	0,8—1.3
Диаметр скважин, мм	110—160	100—150	—
Габариты, мм:			
длина	1600	4118	1600—2000
диаметр	100—140	85—120	50—70
Масса, кг	12	36,4—60,5	10

Для орошения и осаждения пыли, образующейся в процессе экскавации горной массы, применяют различного вида оросители и распылители, наиболее распространенные ствол-распылитель типа РС и ручной пожарный ствол СА с расходом воды 280—440 л/мин при давлении 0,3 МПа.

Изготовители: стволов типа РС — Харцызский машзавод (г. Харцызск Донецкой обл.), стволов типа СА — предприятие Управления охраны общественного порядка Челябинского облисполкома.

Для орошения навалов большой площади конусообразной формы и с горизонтальной поверхностью предназначена радиальная оросительная установка РОУ-1. Орошаемая площадь при этом составляет 600—1200 м^2, удельный расход воды 1 дм^3/мин на 1 м^2 площади. Разработчик — НИИОГР (г. Челябинск). Изготовители — механические мастерские предприятий.

Для подачи струи воды или пены для орошения горной массы служат лафетные стволы конструкции ЦНИИПО (г. Москва) типа ПЛС со съемной опорой (переносной) и типа ЛС-1 (стационарный).

Изготовитель ствола ПЛС — Харцызский машзавод, ствола ЛС-1 — Ливенский завод противопожарного машиностроения (г. Ливны Орловской обл.).

Институт ВНИИБТГ (г. Кривой Рог) для орошения взорванной и разрыхленной горной массы перед экскавацией разработал гидропоезд подачей 300 м^3/ч и с дальностью действия струи 50—70 м.

Гидропоезд состоит из пяти железнодорожных цистерн и платформы, на которой установлены две мощные оросительные установки. Цистерны сообщаются между собой гибкими резиновыми рукавами. Воду к установке подают по металлическим трубопроводам.

Орошение можно производить с одной установки или с двух одновременно. Изготовитель — Южный горно-обогатительный комбинат (г. Кривой Рог).

На разрезах одним из интенсивных источников пылевыделения являются угольные забои, где работают в основном роторные экскаваторы и комплексы производительностью от 1250 до 5250 м^3/ч. Работа роторных экскаваторов сопровождается интенсивным пылевыделением. Если при работе одноковшовых экскаваторов интенсивность пылевыделения составляет 2 г/с, то при работе роторных экскаваторов она достигает 2000 г/с. Запыленность воздуха при работе роторных экскаваторов в десятки и сотни раз превышает предельно допустимые концентрации (ПДК).

Роторные экскаваторы оснащаются фильтро-вентиляционными установками, которые позволяют поддерживать на рабочих местах санитарные нормы по запыленности воздуха. Фильтро-вентиляционные установки встраиваются в кондиционеры рабочих помещений и создают избыточное давление (экскаваторы ЭРГ-1250-ОЦ, ЭРП-1250, SRs(K)-2000, ЭРП-2500). На роторном комплексе ЭРШРД-5000 смонтированы вентиляционные системы для подачи в рабочие помещения очищенного воздуха. На комплексе предусмотрено пять таких систем, в кабинах — нижней рамы, консоли противовеса, машиниста ротора, погрузки и бункера.

В этих системах вентилятор производит забор воздуха из атмосферы и направляет для очистки в первый блок инерционных пылеотделителей, в котором воздух очищается от крупных фракций и большей части мелких. Затем очищенный воздух поступает во второй блок инерционных пылеотделителей для дополнительной очистки и после чего направляется в кондиционеры и в помещения. Пылевой концентрат с небольшим количеством воздуха из блоков инерционных пылеотделителей направляется в батарею циклонов, где пыль осаждается в бункерах, а очищенный воздух поступает обратно во всасывающий патрубок вентилятора.

Вентиляционные системы в кабине машиниста ротора, в кабинах погрузки и бункера создают избыточное давление внутри этих помещений, а также подогревают или охлаждают воздух в зависимости от метеоусловий.

Эти системы имеют фильтры и обеспечивают запыленность воздуха в помещениях на уровне ПДК. Эффективность пылеулавливания составляет 89—99 %.

Все типы роторных экскаваторов заводами-изготовителями оснащаются системами орошения.

Система орошения на экскаваторах ЭРП-1250 и ЭР-1250-ОЦ смонтирована в

зоне рабочего органа и состоит из насоса 2,5 ЦВ-1,1, трех баков для воды общей вместимостью 16,8 м^3, четырех форсунок и трубопроводов. Факелы форсунок направлены в зону экскавации и в зону разгрузки ковшей в приемный бункер. Давление воды в системе составляет 0,7—1,4 МПа, расход воды — 100 л/мин. Эффективность системы составляет 75—85 %.

На экскаваторе SRs(K)-2000 система гидрообеспыливания смонтирована в приемном бункере ротора, в центральной воронке, на перегрузках и в перегрузочном лотке и состоит из девяти форсунок.

На экскаваторе SRs(K)-2000 эти системы комбинированные, т.е. могут работать при положительной и отрицательной температурах воздуха. В зимних условиях орошение производится щелочным раствором.

На роторном экскаваторе ЭРП-2500 смонтирована система гидрообеспыливания, состоящая из шести форсунок в приемном бункере ротора, трубопроводов, двух насосов ОН-2 и двух емкостей для воды. Система работает с низкой эффективностью вследствие малого давления, развиваемого насосами ОН-2.

На роторном комплексе ЭРШРД-5000 смонтированы три самостоятельные системы орошения: на поворотной части машины для орошения приемного бункера конвейера, ротора и приемного кожуха дробилки из трех баков вместимостью по 14 м^3, трубопроводов, насосных установок и восьми форсунок; на перекидном шибере разгрузочной консоли из четырех форсунок; на приемном бункере СПУ из восьми форсунок и бака вместимостью 3 м^3.

Создана новая система пылеподавления для высокопроизводительных роторных экскаваторов ЭРП-2500 и роторных комплексов ЭРП-5250.

В конструкцию экскаватора ЭРП-2500 заложены следующие способы борьбы с пылью: высоконапорное гидрообеспыливание (в теплый период года), аспирация и сухое пылеулавливание.

Система высоконапорного гидрообеспыливания применяется во всех местах пылеобразования. Она включает высоконапорный насос типа 2УГН-М, центробежный насос для подпитки высоконапорного, емкости для воды, форсунки типа ФЦ, высоконапорные гидроэжекторы ГЭВ-200, высоконапорные трубопроводы, гибкие рукава и арматуру, аппаратуру управления.

На экскаваторе предусмотрены две самостоятельные системы аспирации и сухого пылеулавливания — в бункере ротора и на центральной перегрузке (рис. 16.9).

Укрытие конвейеров и мест перегрузок применяется на всех отечественных экскаваторах.

Эффективность применения систем орошения при работе роторных экскаваторов на разрезе "Богатырь" ПО Экибастузуголь находится в пределах 40—85 %.

Ширина пылевого потока с удалением от места выделения пыли постепенно увеличивается за счет размывания границ с чистым воздухом, а высота его постепенно уменьшается (на 0,13—2 % на каждом 1 м расстояния).

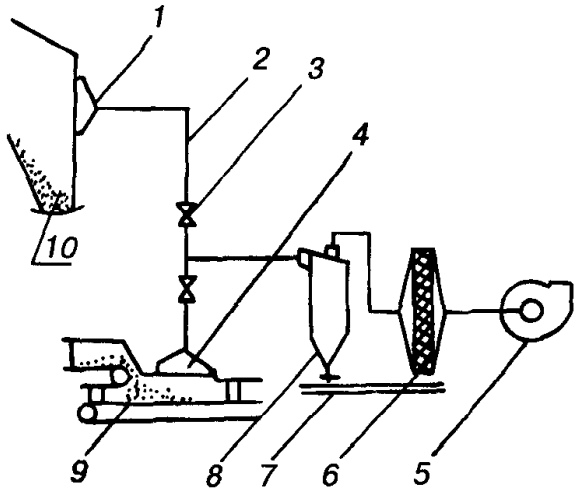


Рис. 16.9. Схема аспирации роторного экскаватора ЭРП-2500:

1 — аспирационная коробка приемного бункера роторного колеса; *2* — воздуховод; *3* — задвижка; *4* — аспирационная воронка; *5* — вентилятор; *6* — фильтр; *7* — конвейер; *8* — циклон-пылеотделитель; *9* — укрытие узла перегрузки; *10* — приемный бункер роторного колеса

Ширина пылевого облака при работе роторного экскаватора ЭРШРД-5000 достигает 80 м вследствие перемещения исполнительного органа по забою. При работе роторного экскаватора SRs(K)-2000 ширина пылевого потока несколько уменьшается, так как он прижимается к уступу потоком воздуха. При движении пылевого потока он расширяется вследствие турбулентного перемешивания пограничных слоев с чистым воздухом. Угол расширения пылевого потока составляет 4,2—10,1°. Распространение пыли от источника пылевыделения зависит от размера частиц, высоты пылевого потока, скорости воздуха и плотности пыли. Частицы размером менее 5 мкм распространяются от места выделения на расстояние до 500—1600 м.

На всех машинах комплекса ЭРП-5250 предусмотрены высоконапорное гидрообеспыливание, аспирация и сухое пылеулавливание.

На роторном экскаваторе ЭРП-5250 в комплекс системы пылеподавления СПРЭ входят:

для гидроорошения (рис. 16.10): два высоконапорных насоса подачей не менее 90 л/мин, давлением более 10 МПа, установленные на поворотной части и на нижней раме машины; два центробежных подпиточных насоса напором 0,4 МПа; бак вместимостью не менее 40—50 м^3 на поворотной части и вместимостью 15—20 м^3 на нижней раме; девять форсунок (на поворотной части — 4 шт., на нижней части — 5 шт.), расположенные — две в зоне экскавации, одна — в приемном бункере ротора, одна — в бункере дробилки, одна — в месте перегрузки с конвейера нижней рамы на конвейер разгрузочной консоли; четыре — в нижней части разгрузочной воронки разгрузочного конвейера;

для сухого пылеулавливания на конвейере нижней рамы: пылевой вентилятор; батарейный циклон ПБЦ-15; укрытие с двойными стенками (в пределах оболочки нижней рамы); двойные фартуки — на выходе из приемного бункера ротора, на входе в бункер додрабливающего устройства, в укрытии конвейера нижней рамы и на выходе из приемного бункера конвейера разгрузочной консоли; байпас диаметром 300 мм, соединяющий воронку и кожух бункера додрабливающего устройства.

На межуступном перегружателе ПМД-5250 система пылеподавления СППМ включает:

для гидроорошения: один высоконапорный насос подачей не менее 90 л/мин и напором более 10 МПа; один центробежный насос давлением до 0,4 МПа, бак вместимостью 15—20 м^3, пять форсунок, размещаемых: одна — в бункере перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер и четыре — в нижней части разгрузочной воронки разгрузочного конвейера;

для сухого пылеулавливания в местах перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер и в приемном бункере, который выполнен с двойными стенками: пылевой вентилятор, батарейный циклон, двойные фартуки на входе и выходе из укрытия перегрузки.

На забойном перегружателе ПКЗ-5250 установлена система пылеподавления СППК, включающая: один высоконапорный насос подачей не менее 90 л/мин и напором не менее 10 МПа, один центробежный насос давлением 0,4 МПа, бак вместимостью 15—20 м^3; четыре форсунки в нижней части разгрузочной воронки конвейера.

На ленточных конвейерах ЛК-5250 в комплексе системы пылеподавления ПЛК для гидроорошения узлов перегрузки на приводных станциях установлены один высоконапорный насос подачей не менее 30 л/мин и давлением не менее 10 МПа, бак вместимостью 22 м^3 и одна форсунка.

Особенность пылеподавления роторного экскаватора ЭРШРД-5000 — наличие для предотвращения сдувания пыли при загрузке бункера ротора и перегрузках с конвейера на конвейер укрытий всех мест перегрузки угля. Пыль в укрытиях подавляется гидроорошением, а также отсосом и пылеулавливанием с помощью систем сухого обеспыливания. Ленточные конвейеры имеют ограждения высотой 0,5 м на всей длине конвейера.

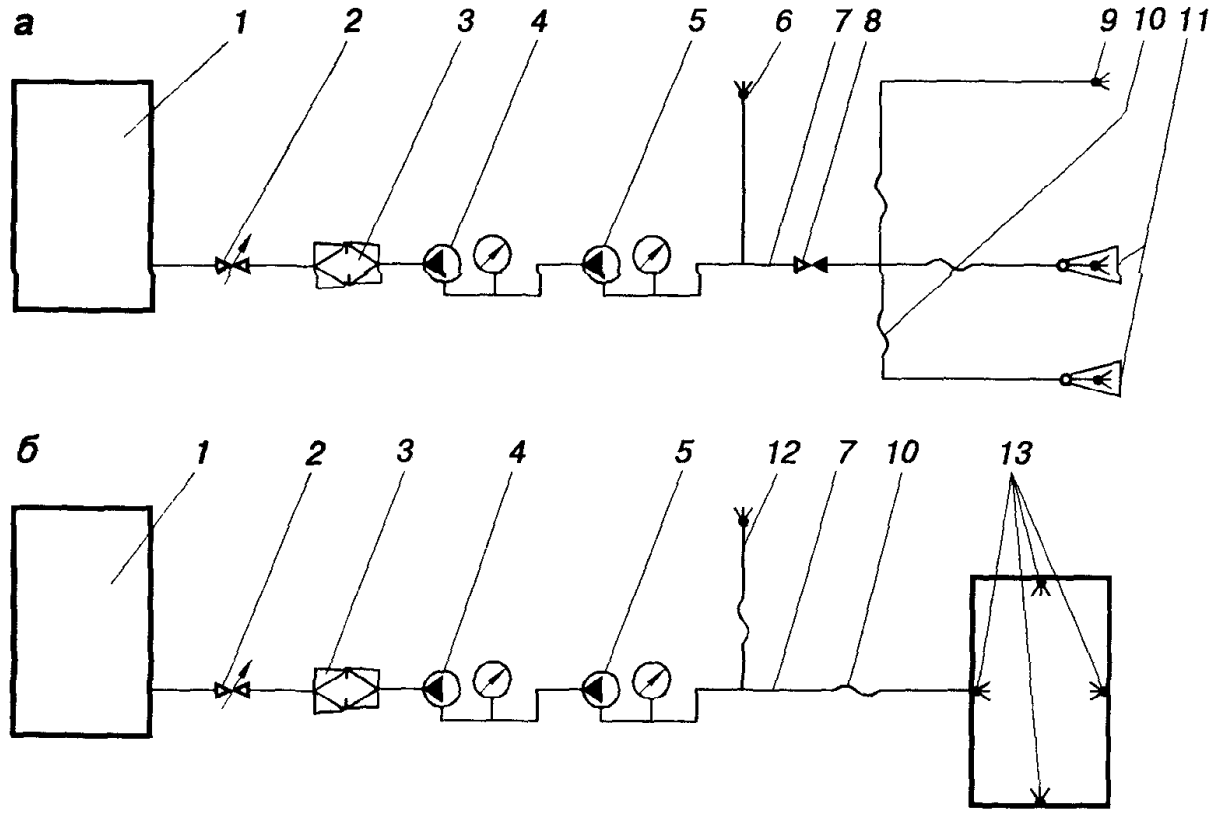


Рис. 16.10. Принципиальная схема орошения узла роторного колеса и дробилки (*а*) и узла перегрузки с промежуточного конвейера разгрузочной консоли и разгрузочной воронки (*б*) роторного экскаватора ЭРП-5250:

1 — бак с водой вместимостью 50 м^3; *2* — электромагнитный вентиль ВЭГ-3Д; *3* — фильтр ФШ-1; *4* — центробежный подпиточный насос подачей до 90 л/м и давлением до 0,4 МПа; *5* — высоконапорный насос типа 2УГНМ; *6* — ороситель в дробилке; *7* — трубопровод; *8* — обратный проходной клапан; *9* — ороситель в приемном бункере, *10* — гибкий рукав; *11* — гидроэжекторы; *12* — ороситель на узле перегрузки; *13* — оросители на разгрузочной воронке

Для орошения зоны экскавации угля применяют высоконапорные гидроэжекторы ГЭВ-200, факелы которых должны перекрывать зону резания угля.

Для подавления пыли в приемном бункере конвейера стрелы ротора при выгрузке угля из ковшей предусматривается форсунка типа ФЦ с углом раскрытия факела 75°. Факел форсунки направлен сверху вниз на ленту конвейера навстречу ее движения под углом 30—35°. Предусмотрена возможность изменения угла наклона установки форсунки.

Орошение в додрабливающем устройстве осуществляется с помощью форсунки ФЦ, устанавливаемой в верхней части кожуха. Факел форсунки направляется вниз на била дробилки и в пространство над отбойной плитой.

Система аспирации и пылеулавливания на промежуточном конвейере и пункте перегрузки на конвейер разгрузочной консоли включает в себя: два всасывающих патрубка щелевидной формы длиной 1500 и высотой 400 мм (один — на расстоянии не менее 2100 мм от течки дробилки в верхней части наружной стенки двойного укрытия, другой — под отбойной плитой на боковой стенке), батарейный циклон ПБЦ-15 с расходом воздуха 12000—15000 м^3/ч и пылевой вентилятор ЦП-7-40 подачей 10000—15000 м^3/ч.

На межуступном перегружателе ПМД-5250 предусмотрены системы гид-

пообеспыливания и сухого пылеулавливания.

Схема высоконапорного орошения основных узлов перегрузки угля аналогична принципиальной схеме орошения экскаватора ЭРП-5250.

Аспирация и пылеулавливание на перегружателе ПМД-5250 также выполнены аналогично такой системе на роторном экскаваторе. Запыленный воздух отсасывается из мест перегрузки с приемного на разгрузочный конвейер с подсоединением к приемному бункеру разгрузочного конвейера, выполняемого с двойными стенками.

На забойном конвейерном перегружателе ПКЗ-5250 состав системы высоконапорного орошения аналогичен ранее описанной системе орошения узла перегрузки.

Автомобильные дороги. Дороги с жесткими покрытиями необходимо систематически очищать от просыпавшейся мелочи и пыли сухим или мокрым способом.

Сухой способ очистки дорог применяют в районах ограничения применения воды и в холодный период года. Очистка производится легкими или средними бульдозерами, автогрейдерами, универсальными фрезерными погрузчиками или снегопогрузчиками с лаповыми питателями. Пыль на автодорогах с жесткими и промерзшими покрытиями убирается подметально-уборочными машинами КО-304, КО-304А, ВПМ-53А, КО-309.

Для очистки полотна автодорог от просыпавшейся горной массы и снега, рыхления и орошения пылесвязующими веществами верхнего слоя дорожного покрытия институтом НИИОГР разработана дорожная машина ДМ на базе шасси автомобиля БелАЗ-540А.

Мокрая очистка автодорог в теплое время года осуществляется поливочными машинами (табл. 16.15).

Поливомоечная машина ПМ-130Б предназначена для поливки и мойки водой проезжей части автомобильных дорог. Кроме того, она может очищать налипший снег и просыпавшуюся мелочь с сильно загрязненных дорог, производить поливку горной массы и тушить горящие угольные и угольно-породные отвалы.

На базе поливомоечной машины ПМ-130Б НИИОГР создал механизированный поливочный комплекс МПК. Он включает в себя самоходный поливочный агрегат на базе поливомоечной машины ПМ-130Б и заправочный пункт. Отличие его от базовой машины ПМ-130Б заключается в замене щелевых оросителей, расположенных в передней части машины, коллектором с установленными за баком форсунками. Кроме того, агрегат оборудован противопожарными средствами.

Заправочный пункт предназначен для хранения и подогрева, а также для заправки самоходного поливочного агрегата пылесвязующими веществами. Он представляет собой стационарное устройство, размещенное на специально спланированной для этой цели площадке. В него входят сливные приспособления для перекачки пылесвязывающей жидкости из железнодорожной цистерны в резервуар, насосная станция, стойка и трубопроводы с вентилями.

На грунтовых автомобильных дорогах простейшего и переходного типов следует после пропитки покрытия одним из связывающих веществ производить профилирование и укатку. Рекомендации по применению пылесвязывающих веществ приведены в табл. 16.16.

Вещества, содержащие пек, не рекомендуется применять. 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 углевозных путем замораживания осевшей угольной пыли холодной водой с помощью разливочного устройства, с обогревателем воды выхлопными газами конструкции ПО "Якутуголь".

Транспортирование горной массы конвейерами. Пыль при транспортировании горной массы ленточными конвейерами должна подавляться путем укрытия мест пылеобразования, орошения, аспирации и пылеулавливания или с помощью пены.

Таблица 16.15.
Техническая характеристика поливочных машин

Показатели	РЖТ-16	СПА-1	УМП-1А	ПМ-130Б	КПМ-64
Вместимость цистерны, $м^3$	16	20	30	6	5,15
Рабочая скорость, км/ч:					
при мойке	—	5—10	—	До 20	До 12
при поливе	До 10	До 10	До 12	До 20	До 15
Ширина, м:					
полосы поливки	10	До 5	До 15	15—18	14—18
смываемой полосы	—	6	—	До 8	До 7
Число форсунок	10	6	10	2	2
База	К-701	БелАЗ-540А	БелАЗ-548А	ЗИЛ-130	
Производительность, тыс.$м^3$/ч:					
при мойке	—	30	—	12,3	15
при поливе	100	50	150	54,5	55
Масса (без воды), т	6,8	24,35	32,4	5,5	5,75
Завод-изготовитель	Ремзаводы производственных объединений		Пермский завод ГШО	Мценский завод коммунального машиностроения	

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.

Институтом НИПИОТстром (г. Новороссийск) разработано ограждение ленточного конвейера, состоящее из секций, сблокированных с приводом конвейера. При снятии любой части ограждения привод конвейера отключается. Конструкция ограждения исключает доступ обслуживающего персонала в опасные зоны конвейера во время его работы и обеспечивает защиту от выдувания пыли из транспортируемого материала.

В укрытиях мест перегрузок горной массы с конвейера на конвейер необходимо устанавливать оросители с направлением факелов в место падения угля. Оросительные устройства должны включаться в работу автоматически при наличии на движущейся ленте горной массы.

Расход воды на конвейерах принимается 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. На перегрузочных пунктах форсунки следует устанавливать в укрытиях на расстоянии 0,5—1 м до места перегрузки и непосредственно в точке ее перегрузки. Факел распыленной воды должен перекрывать всю ширину ленты. Для уменьшения непроизводительного расхода воды, предотвращения обводнения рабочих мест и улучшения их санитарно-гигиенического состояния оросительные установки на конвейерах снабжаются устройствами автоматического управления гидрообеспыливанием типа ОПУ-1 конструкции НИИОГР (г. Челябинск) или ГШП-1 конструкции КНИУИ (Казахстан, г. Караганда).

Аспирацию рекомендуется применять на стационарных конвейерных линиях путем укрытия пунктов перегрузки, из-под которых производится отсос запылен-

Таблица 16.16.
Способы и параметры применения пылесвязывающих веществ на автодорогах

Условия применения	Рекомендуемые вещества для пылеподавления	Способ применения	Расход на 1 м^2 покрытия, кг	Срок службы разовой обработки, сут (ориентировочно)
Положительные температуры воздуха, малое или умеренное количество осадков	Универсин-Л (летний)	Пропитка или поверхностная обработка разрыхленного сухого дорожного покрытия с последующей укаткой	0,7—2,0	10—30
	Лигносульфонаты	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой*	1,5—3,0	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 %-ным раствором полиакриламида и укаткой	6	5—10
	Лигнодор	Поверхностная обработка спрофилированной дороги с последующей укаткой*	2,0—2,2	До 45
	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—2,0	10—30
	Гигроскопические соли	Орошение поверхности дороги	0,8—2,5	5—15
Положительные температуры воздуха, большое количество осадков	Универсин—В (высоковязкий)	Пропитка разрыхленной поверхности сухой дороги с последующей укаткой, либо неразрыхленной 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
Низкие отрицательные температуры, малое количество осадков	Универсин—С	Поверхностная обработка разрыхленной (при необходимости) поверхности дороги с последующей укаткой	1—2	5—15
Отрицательные температуры, 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.

ного воздуха с последующей его очисткой в циклонах или фильтрах. При высоких уровнях запыленности целесообразней двухступенчатая очистка, включающая циклоны (первая ступень) и рукавные или зернистые фильтры (вторая ступень). Запыленный воздух из-под укрытий отсасывается центробежными пылевыми вентиляторами во взрывобезопасном исполнении, например вентиляторами ЦП7-40.

Уловленная в циклонах пыль выгружается в автосамосвал, на конвейер или на почву с орошением при выходе из трубопровода пылесвязывающим веществом.

Для герметизации пунктов перегрузки следует применять типовые укрытия с одинарными или двойными стенками и наклонные желоба. В этих целях возможно эффективно применять устройства эжекционного пылеотсоса ЭПП (рис. 16.11) конструкции НПЛ "Экопыль" (г. Алчевск Луганской обл.).

Наклонные желоба устанавливаются с минимально допустимыми углами наклона к горизонтали. Конструкция их должна обеспечивать выход материала в направлении движения конвейерной ленты со скоростью, близкой к скорости ее движения, а также иметь надежное уплотнение для предотвращения выбивания пыли из-под укрытия.

Для уменьшения объема эжектируемого воздуха устанавливаются двойные фартуки на входе в укрытие и выходе из него ленты и одинарные — по обе стороны всасывающего патрубка, а также байпасы (обводные трубы) для выравнивания давления воздуха в верхней и нижней частях укрытия. Для предотвращения забивания пылью байпасов в них предусматриваются устройства для контроля отложений пыли и очистки от нее (контрольные замерные точки, смотровые лючки, быстроразборные соединения).

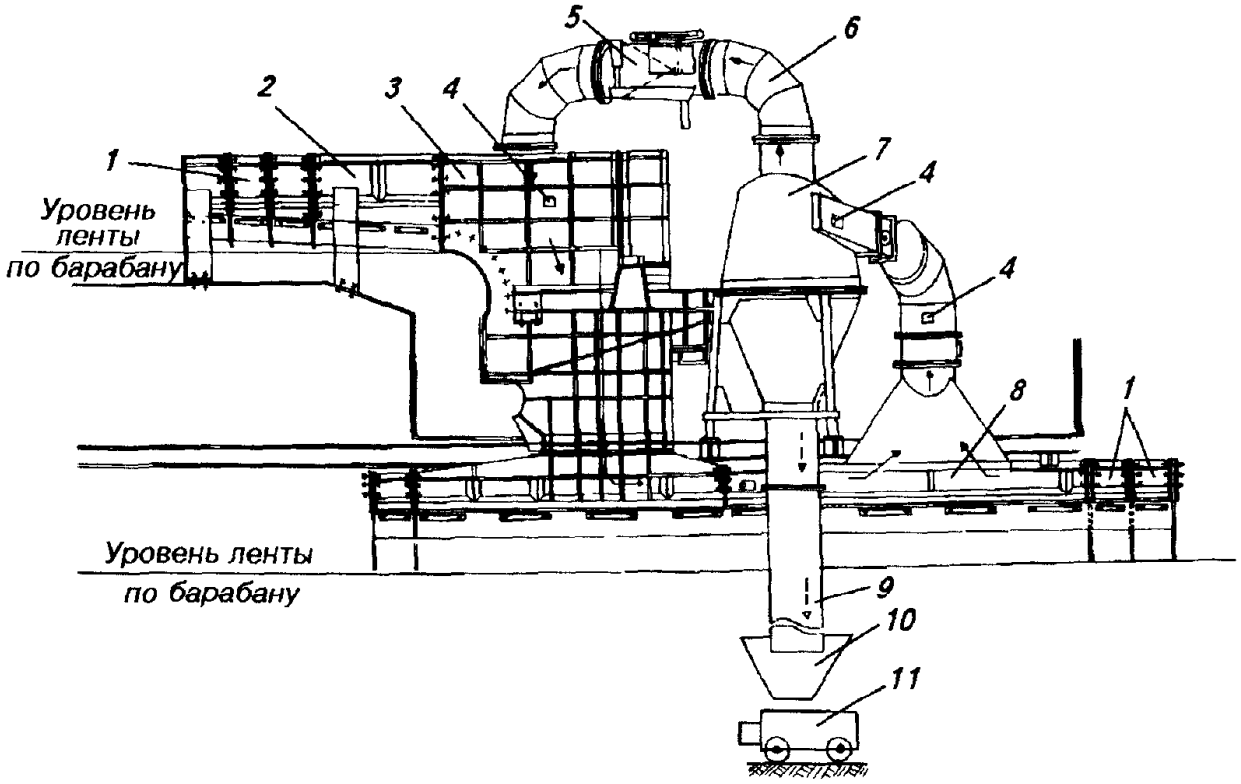


Рис. 16.11. Устройство эжекционного пылеотсоса ЭПП на перегрузочном пункте ленточного конвейера:

1 — шлюзовая камера; *2* — укрытие верхнего конвейера; *3* — разгрузочный бункер; *4* — окно для замеров запыленности; *5* — камера эжектора; *6* — трубопровод; *7* — пылеотделитель; *8* — укрытие нижнего конвейра; *9* — трубопровод для сброса пыли; *10* — бункер; *11* — автосамосвал

Аспирационные системы блокируются с конвейерами, что обеспечивает включение системы пылеулавливания одновременно с запуском конвейеров и отключение при необходимости аспирационной системы.

Подавление пыли пеной рекомендуется при дефиците воды на орошение и недостаточной эффективности систем аспирации при положительных температурах. Для пылеподавления рекомендуется пена кратности 150—300.

Обеспыливающее проветривание. Обеспыливающее проветривание производится установками местного проветривания или вентиляторно-оросительными установками при экскавации угля с погрузкой его в автосамосвалы и железнодорожные полувагоны для обеспечения хорошей видимости.

Для местного проветривания и пылеподавления в экскаваторных забоях и на больших площадях используют установки ПВУ-6 конструкции Донгипроуглемаша (г. Донецк) и УМП-1 конструкции НИПИгормаш.

Для проветривания застойных зон и подавления локальных очагов пыли и растворимых газов, орошения отбитой горной массы и полотна автодорог угольных разрезов, для очистки полотна автодорог от свежевыпавшего снега и посыпки их песком, для создания направленного движения воздуха в небольших угольных разрезах и общего их проветривания в комплексе с основными вентиляционными установками предназначена установка местного проветривания УМП-1А конструкции НИПИгормаш.

Оросительная система установки УМП-1А оборудуется водяным баком, гидромонитором, коллектором с форсунками для орошения и обработки реагентами покрытия автодорог.

Для проветривания застойных зон глубоких горизонтов и обеспечения видимости работ применяется разработанная управлением "Разрезмонтаж" ПО "Якутуголь" установка проветривания забоя "Вихрь-1".

Для проветривания и увлажнения забоев и больших площадей на разрезах также применяют установки АИ-20КВ и НК-12КВ.

Установка АИ-20КВ на базе турбовинтового двигателя и воздушного винта диаметром 4,5 м смонтирована на шасси автомобиля. Для пылеподавления в струю воздуха подается вода (расход воды 120—150 $м^3/ч$). Вентиляционная установка НК-12КВ на базе силовой установки самолета ТУ-114 с двумя соосными винтами встречного вращения рассчитана на создание горизонтальных или слабонаклонных струй большой дальнобойности. Она состоит из автотягача, на котором смонтирована емкость объемом 28 $м^3$ для топлива, и прицепа с установленным на нем турбовинтовым двигателем НК-12КВ.

Для проветривания застойных зон объемом 20—40 млн $м^3$ глубоких горизонтов разрезов, применяющих автотранспорт, а также для водораспыления с помощью мощных воздушных струй и очистки автодорог при снежных заносах предназначена универсальная вентиляционная установка УВУ, монтируемая на шасси автосамосвала БелАЗ-540А.

16.4. Рекультивация нарушенных земель

16.4.1. Нормативные требования к качеству рекультивированных земель

Рекультивация земель предусматривает комплекс горнотехнических, инженерных, сельско-, лесохозяйственных и других мероприятий, направленных на восстановление биологической продуктивности и народнохозяйственной ценности отработанных горными или иными работами земельных площадей, а также улучшение состояния окружающей среды. Обеспечение требуемого качества рекультивированных земель — одно из показателей технического и технологического совершенства горного производства, соответствия его современным экологическим требованиям и нормативам.

Содержание и объем нормативных требований к качеству рекультивированных

земель зависят от вида освоения нарушенных территорий (сельско-, лесо- и водохозяйственное, строительное, рекреационное и санитарно-гигиеническое). 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 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 качества вновь созданных дерново-подзолистого, средне- и легкосуглинистого типов, следующая:

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/м^3 ..... 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.

Основные морфометрические параметры техногенного рельефа, нормируемые при добыче полезных ископаемых открытым способом, в зависимости от направления рекультивации приведены в табл. 16.17. Строгое соблюдение указанных параметров при ведении горно-восстановительных работ позволяет обеспечить высокое качество рекультивированных земель практически для всех возможных направлений их использования в народном хозяйстве.

16.4.2. Классификация способов и схем рекультивации нарушенных земель

Современная практика рекультивации нарушенных земель на карьерах базируется в основном на детальном анализе

технологических схем ведения горных работ и отвалообразования с учетом возможности создания благоприятных условий для формирования корнеобитаемого слоя и произрастания ценных сельскохозяйственных культур и древесно-кустарниковых пород, применяемых для этих целей.

В зависимости от категорий 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 30—120 см с применением комплекса минеральных удобрений;

непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с проведением мелиоративных работ (известкование, внесение минеральных удобрений, мелиоративные севообороты);

непосредственная обработка рекультивируемых грунтов с использованием биоактивизированных препаратов, приготовленных из бурых углей и отходов углеобогащения, и активных штаммов почвенных микроорганизмов.

Первые два способа рекультивации нарушенных земель получили на карьерах широкое распространение, третий находится в стадии промышленной проверки и внедрения.

В последние годы в отечественной практике и за рубежом предприняты попытки технологически увязать основные процессы открытой добычи полезных ископаемых с рекультивацией нарушаемых ими земель. В основе такой увязки заложен принцип совмещения горных и рекультивационных работ в едином комплексе горного производства, включая технический и биологический этапы восстановления продуктивности земельных угодий.

В табл. 16.18 представлена классификация схем технической рекультивации земель, разработанная ВНИИОСуглем. По признаку связи с системой разработки месторождений схемы технической рекультивации земель подразделены на *совмещенные, раздельные и комбинированные* с учетом вида последующего освоения (сельско- и лесохозяйственное, строительное, рекреационное).

Согласно этой классификации, к группе *совмещенных* схем технической рекультивации относятся технологические схемы, отличительная особенность которых — выполнение всех работ по рекультивации нарушенных земель (транспортирование и укладка на рекультивируемые поверхности почв и потенциально пригодных пород, планировка поверхности, формирование откосов отвалов и другие) основным горным и транспортным оборудованием без привлечения специальной дополнительной техники. Из-за специфики и наличия на карьерах мощного технологического оборудования реализация совмещенных схем не всегда практически осуществима. Но при проектировании технологии вскрышных работ следует максимально использовать возможность применения этих схем, учитывая их экономическую эффективность.

К группе *раздельных* схем технической рекультивации относятся технологические схемы, представляющие 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:

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 ва-

Таблица 16.17.
Морфометрические параметры техногенного рельефа на карьерах

Показатели	Направление рекультивации						Показатели
	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.)			Определяется проектом в соответствии с рекомендациями ГИЗРа (Рекомендации по снятию плодородного слоя почвы при производстве горных, строительных и других работ, — М ГИЗР 1983)			Мощность снимаемого плодородного слоя почвы, м
Высота временного склада плодородного слоя почвы, м, не более	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	10,0	Высота временного склада плодородного слоя почвы, м, не более
Мощность насыпного плодородного слоя почвы после усадки, м, не менее	0,30 0,40**	0,20	—	0,20*	0,20*	—	Мощность насыпного плодородного слоя почвы после усадки, м, не менее
Мощность снимаемого слоя потенциально-плодородных пород, м	Определяется проектом с учетом требований биологического этапа			Определяется проектом с учетом требований биологического этапа			Мощность снимаемого слоя потенциально-плодородных пород, м
Мощность насыпного слоя потенциально-плодородных пород после усадки, м, не менее	0,5*** 1,0**	0,3*** 0,8**	2,0***	—	1,0*** (для зеленых зон)	0,3*** (при озеленении)	Мощность насыпного слоя потенциально-плодородных пород после усадки, м, не менее
Площадь рекультивируемого участка, га, не менее	10,0	5,0	Не лимитируется	0,5	Не лимитируется		Площадь рекультивируемого участка, га, не менее
Уклон поверхности отвала, градус, не более	2	6	10	—	Угла устойчивого откоса		Уклон поверхности отвала, градус, не более
Уклон откоса отвала, градус не более	—	12	18	—	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)	Уклон откоса отвала, градус, не более
Уклон борта карьерной выемки, градус, не более	—	12	18	8****	20 (при озеленении)	20 (при озеленении)	Уклон борта карьерной выемки, градус, не более
Глубина водоема в карьерной выемке, м, не менее	—	—	—	1,5	1,5	—	Глубина водоема в карьерной выемке, м, не менее
Террасы:							Террасы
ширина, м, не менее	—	—	12	—	6,5	6,5	ширина, м, не менее
расстояние между террасами по вертикали, м, не более	—	—	15,0	—	15,0	15,0	расстояние между террасами по вертикали, м, не более
поперечный уклон, градус	—	—	2—3	—	2—3	2—3	поперечный уклон, градус
уклон откоса подуступа, градус, не более	—	—	Угла устойчивого откоса	Угла устойчивого откоса			уклон откоса подуступа, градус, не более
Водозадерживающий вал на отвале, м, не менее:							Водозадерживающий вал на отвале, м, не менее
высота	0,7	0,7	0,7	—	0,7	—	высота
ширина по подошве	1,5	1,5	1,5	—	1,5	—	ширина по подошве
Мощность слоя глины для перекрытия выходов угольных пластов в карьерных выемках, м, не менее	—	—	—	1,0	1,0	1,0	Мощность слоя глины для перекрытия выходов угольных пластов в карьерных выемках, м, не менее
Глубина поверхностного слоя пород отвала, подвергающегося химической мелиорации, м, не менее	0,3*****	0,3*****	0,2*****	—	0,2*****	0,2*****	Глубина поверхностного слоя пород отвала, подвергающегося химической мелиорации, м, не менее
Мощность насыпного экранирующего слоя, м	Определяется проектом			Определяется проектом			Мощность насыпного экранирующего слоя, м

* 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.

Таблица 16.18.
Классификация схем технической рекультивации земель

Система разработки	Схемы рекультивации по направлениям												Система разработки
	совмещенная				раздельная		раздельная		комбинированная				
	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	сельскохозяйственное	лесохозяйственное	строительное	рекреационное	
Бестранспортная простая	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	Бестранспортная простая
Усложненная	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	Усложненная
Транспортно-отвальная:													Транспортно-отвальная
с транспортно-отвальным мостом	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с транспортно-отвальным мостом
с отвалообразователем	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с отвалообразователем
Транспортная													Транспортная
с железнодорожным транспортом	+	+	+	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с железнодорожным транспортом
с автотранспортом	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	с автотранспортом
с конвейерным транспортом	—	+	—	—	+	+	+	+	+	+	+	+	с конвейерным транспортом

Примечание. "+" — обеспечивает требования направления рекультивации,
"—" — не удовлетворяет требованиям направления рекультивации

рианте 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 могут вестись до начала, в процессе и после завершения горно-вскрышных работ. Преимущество раздельных схем — возможность обеспечения любых направлений народно-хозяйственного использования рекультивируемых земель, в том числе сельскохозяйственного, независимо от технологии ведения вскрышных работ.

К группе *комбинированных* или частично совмещенных схем технической рекультивации относятся 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 в целях достижения более высоких технико-экономических показателей работы предприятий и обеспечения необходимого качества восстановленных земельных угодий.

Биологический этап рекультивации нарушенных земель, обычно, осуществляется землепользователями за счет средств предприятий. Поэтому вопросы классификации способов и схем биологической рекультивации рассматриваются в горнодобывающей 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.

В табл. 16.19 приведена классификация способов биологической рекультивации нарушенных земель с учетом специфики угольной промышленности. При этом для каждого способа рекультивации и его базовых вариантов определены условия рационального применения.

В зарубежной практике получили распространение различные способы рекультивации нарушенных открытыми горными работами земель с нанесением или без нанесения плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность для последующего сельско-, лесохозяйственного, рекреационного, санитарно-гигиенического и других направлений использования. В зависимости от степени деградации почвенного покрова и природного ландшафта максимальный эколого-экономический эффект достигается внесением больших доз минеральных удобрений, извести, золы и различных промышленных отходов, содержащих органические вещества: битумные эмульсии, биошлам, бытовые сточные воды, растительный материал (солома, лесная подстилка и др.) с посевом многолетних злаково-бобовых растений.

Так, в Великобритании при восстановлении отвальных площадей на их поверхность наносится почвенный слой 1,5—2 м. В США и Германии для восстановления нарушенных земель вносятся различные почвоулучшающие смеси (известь, минеральные удобрения, зола, солома, биошлам, битумные эмульсии, бытовые сточные воды) и высевают злаково-бобовые травосмеси. В Испании для восстановления плодородия земель используют мульчу (солома, бумага, опилки, торф, битум, мелкий гравий, стекловолокно и др.), стабилизаторы (водные растворы органических и неорганических веществ) и удобрения, богатые органикой (мука из костей, рогов, копыт и т.д.).

Заслуживает внимания опыт использования при рекультивации земель на карьерах биоактивных препаратов на основе лигнита и минеральных удобрений (Венгрия), золы бурого угля и минеральных удобрений (Болгария), азотфиксато-

Таблица 16.19.
Классификация способов биологической рекультивации земель

Способ, вариант	Условия применения			
	пригодность пород для рекультивации	направление рекультивации	уклон поверхности, градус	показатель влажности
Нанесение плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность:				
посадка древесно-кустарниковых культур или посев многолетних трав	Непригодные	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,25
внесение минеральных удобрений, посадка древесно-кустарниковых и лесных культур или посев многолетних трав	"	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение мелиорантов, посадка древесно-кустарниковых и лесных культур или посев многолетних трав по первым двум способам	"	Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30
		Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение минеральных удобрений или мелиорантов, гидропосев многолетних трав и укладка торфодерновых ковров	"	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≤ 20	0,30
внесение органоминеральных удобрений или мелиорантов, посев почвоулучшающих культур или введение мелиоративного севооборота	"	Сельскохозяйственное (пашня)	≤ 3	0,35
Без нанесения плодородного слоя почвы на восстанавливаемую поверхность				
посадка древесно-кустарниковых и лесных культур	Пригодные, малопригодные	Лесохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
посадка древесно-кустарниковых культур с внесением в посадочные ямы почвы	Непригодные, малопригодные	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
посадка древесно-кустарниковых культур с внесением в посадочные ямы минеральных удобрений и мелиорантов	Малопригодные, пригодные	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,25
гидропосев многолетних трав и укладка торфодерновых ковров	То же	Рекреационное, санитарно-гигиеническое	≥ 20	0,30
посадка лесных и плодово-ягодных культур с внесением минеральных удобрений и мелиорантов	"	Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
		Сельскохозяйственное	≤ 12	0,30

Продолжение табл. 16.19

Способ, вариант	Условия применения			
	пригодность пород для рекультивации	направление рекультивации	уклон поверхности, градус	показатель влажности*
посадка почвоулучшающих культур с последующим введением в древостой хозяйственно-ценных пород деревьев	Малопригодные	Лесохозяйственное	≤ 20	0,25
посев многолетних трав с внесением минеральных удобрений	Пригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы	 ≤ 12 ≤ 6	 0,30 0,30
посев многолетних трав с внесением мелиорантов и минеральных удобрений	Малопригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы	 ≤ 12 ≤ 6	 0,30 0,30
внесение органоминеральных удобрений, мелиорантов и введение мелиоративного севооборота или посев почвоулучшающих культур	Пригодные	Сельскохозяйственное (пашня)	≤ 3	0,35
внесение биоактивизированных или бактериальных препаратов	Пригодные, малопригодные, непригодные	Сельскохозяйственное: пастбища сенокосы пашня	 ≤ 12 ≤ 6 ≤ 3	 0,35 0,35 0,35

* Показатель влажности определяется путем деления годовой суммы осадков на годовую сумму дефицита влажности воздуха; при значениях его менее указанной в таблице величины необходим полив рекультивируемых земель

ров и грибной микрофлоры для ускоренной стабилизации структуры техногенных почв и повышения их биогенности (США), архитектурно-ландшафтное оформление рекультивируемых территорий на отработанных участках месторождений (Чехия, Германия, США).

Проводимые в зарубежных странах землевосстановительные мероприятия, как правило, осуществляются в процессе ведения открытых горных работ и обеспечивают качественное преобразование техногенных ландшафтов в целесообразные продуктивные антропогенные комплексы, не уступающие природным.

16.4.3. Технология и оборудование технического и биологического этапов рекультивации земель

Технический этап рекультивации земель на карьерах выполняется непосредственно промышленным предприятием или управлением (участком) по рекультивации в процессе производственной деятельности и 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 понимается такая форма организации территории, которая позволяет обеспечить не только максимальную продуктивность земельных угодий, но и удовлетворить рекреационные, эстетические, санитарно-гигиенические и другие требования к природной среде.

Для выполнения отдельных производственных процессов и операций на техническом этапе рекультивации нарушенных земель на карьерах используется следующее оборудование (табл. 16.20):

Таблица 16.20.
Машины и механизмы для рекультивационных работ

Перечень работ	Наименование и тип оборудования	Марки и модели
Подготовка поверхности нарушенных земель к снятию плодородного слоя почвы (ПСП)		
Прокладка осушительных каналов	Экскаваторы гусеничные	ЭО-3122, ЭО-3221, ЭО-5123
	Экскаваторы траншейные	ЭТЦ-165А, ЭТЦ-208В, ЭТЦ-208Д, ЭТЦ-252А, ЭТР-134, ЭТР-204, ЭТР-223, ЭТР-224, ЭТР-253А
	Канавокопатель плужно-роторный	МК-28
	Экскаватор-канавокопатель	ЭТР-125А, ЭТР-206А
Очистка ПСП от деревьев, кустарников, пней и крупных камней	Кусторезы	ДП-24, МП-14, ДП-4, ДП-8
	Корчеватели-собиратели	МП-7А, МП-25, ДП-25, КМ-2А
	Агрегат корчевальный	МП-13
	Корчеватель	КР-1
	Корчеватель роторный	МП-12
	Камнеуборочные машины	СКН-3,2, ПСК-1,5, КУМ-12, УКП-0,7
	Прицепы для транспортирования камней и пней	2ПТО-8, 2ПТО-12, ПЛ-2,7
	Автотранспорт	КрАЗ-256Б, БелАЗ-549, БелАЗ-540А, БелАЗ-548А, МоАЗ-522А, ЗИЛ-ММЗ-4502, ГАЗ-САЗ-53В
Снятие ПСП	Рыхлители	ДП-26С, ДП-26, ДП-9ВХЛ, ДП-29АХЛ, ДЗ-141ХЛ, ДП-10С, ДП-22С, РПН-50
	Бульдозеры	ДЗ-42, ДЗ-53, ДЗ-54С, ДЗ-27С, ДЗ-42, ДЗ-43, ДЗ-110ХЛ, ДЗ-24А, ДЗ-35С, ДЗ-34С, ДЗ-17, ДЗ-13, ДЗ-28, ДЗ-25, ДЗ-60ХЛ, ДЗ-116В, ДЗ-13, ДЗ-117А, ДЗ-126А, ДЗ-129АХЛ, ДЗ-141ХЛ, ДЗ-94С, ДЗ-109, ДЗ-118
	Скреперы	ДЗ-53, ДЗ-20В, ДЗ-74, ДЗ-12, ДЗ-46, ДЗ-77С, ДЗ-23, ДЗ-79, ДЗ-11П, ДЗ-13, ДЗ-115, ДЗ-33А, ДЗ-87-1, ДЗ-111-А, ДЗ-107-2, ДЗ-77А
	Грейдер-экскаваторы	ДЗ-507А, ДЗ-50, ДЗ-50-1А, ДЗ-503
	Экскаваторы	ЭО-2621В, ЭО-2621А, ЭО-6112Б, ЭО-6121, ЭО-5122, Э-5015А, Э-2005, ЭШ6 45М, ЭШ10.70, ЭКГ-4,6, ЭШ10 60, ЭКГ-4у, ЭКГ-5А

Продолжение табл. 16.20

Перечень работ	Наименование и тип оборудования	Марки и модели
Погрузка ПСП	Экскаваторы	Те же (см. снятие ПСП)
	Погрузчики	ТО-5; ТО-6; ТО-7; ТО-10А; ТО-11; ТО-13; ТО-18; Д-584; ТО-21; ТО-25; ТО-30; ТМ-1А
	Роторные экскаваторы	ЭРГ-120; Р-100
	Бульдозеры	ДЗ-42; ДЗ-53; ДЗ-54С; ДЗ-27С; ДЗ-42; ДЗ-43; ДЗ-110ХЛ; ДЗ-24А; ДЗ-350; ДЗ-34С; ДЗ-17; ДЗ-18; ДЗ-28; ДЗ-25; ДЗ-60ХЛ; ДЗ-116В; ДЗ-13; ДЗ-117А; ДЗ-126А; ДЗ-129АХЛ; ДЗ-141ХЛ; ДЗ-94С; ДЗ-109; ДЗ-118
Транспортирование ПСП	Железнодорожный транспорт	
	Гидротранспорт	
	Конвейерный транспорт	
	Автотранспорт	Те же (см. очистку ПСП от деревьев)
	Скреперы	Те же (см. снятие ПСП)
	Тракторные поезда	
Планировка рекультивируемых поверхностей	Экскаваторы-драглайны	ЭШ10.70; ЭШ10.60; ЭШ6.45
	Бульдозеры	ДЗ-116В; ДЗ-117А; ДЗ-126А; ДЗ-110В; ДЗ-129АХЛ; ДЗ-141ХЛ; ДЗ-94С; Д-110А
	Грейдеры	ДЗ-99А-1-2; ДЗ-122А; ДЗ-122А-1; ДЗ-122А-12; ДЗ-143-1; ДЗ-148А; ДЗ-140; ДЗ-98А
	Скреперы	ДЗ-87-1; ДЗ-111А; ДЗ-115; ДЗ-107-2; ДЗ-79; ДЗ-77А; ДЗ-77; ДЗ-13А
	Планировщики	Д-719; П-4А; П-2,8; ПА-3

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 0,4—4 м^3, для транспортирования — автосамосвалы или прицепные и самоходные скреперы с ковшом вместимостью 7—15 м^3. В отдельных случаях почвенный слой предварительно собирается бульдозерами с двигателем мощностью до 243 кВт в бурты, затем грузится в средства транспорта при помощи погрузчиков или экскаваторов типа "механическая лопата" и драглайнов. При транспортно-отвальной и бестранспортной системах разработки снятие и перемещение плодородного слоя почвы на поверхность внутренних отвалов обычно осуществляются с использованием основного горного и транспортного оборудования, применяемого на вскрышных и отвальных работах;

Таблица 16.21.
Рациональные комплексы механизации рекультивационных работ в зависимости от расстояния транспортирования пригодных пород

Наименование коплекса	Вариант технологической схемы	Машины, применяемые на операциях	
		снятие	погрузка
Бульдозерный		Бульдозер* ДЗ-34С	—
Скреперный	Использвание прицепных скреперов	Скрепер* ДЗ-23	—
	Использование самоходных скреперов	Скрепер* ДЗ-13 толкач-бульдозер ДЗ-34С	—
Автомобильный	С применением погрузки универсальными экскаваторами	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор Э-2503
	С применением погрузчиков	Бульдозер ДЗ-34С	Погрузчик ТО-21
	С использованием карьерных экскаваторов	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор ЭКГ-4,6Б
Железнодорожный	С использованием транспорта и экскаваторов разреза	Бульдозер ДЗ-34С	Экскаватор (в забое) ЭКГ-4,6Б или ЭКГ-8И

* Оборудование, совмещающее разработку, транспортирование и укладку пригодных пород

при разработке подстилающих и других почвообразующих пород — экскаваторы, скреперы и бульдозеры, аналогичные вышеуказанным;

при транспортировании почв, подстилающих и почвообразующих пород — скреперы, автосамосвалы грузоподъемностью 3—27 т с кузовом вместимостью 3,8—15,0 м^3;

для планировочных работ и перемещения пород на расстояние до 100 м — бульдозеры с механическим или гидравлическим приводом, поворотный и неповоротный лемехи длиной 2,5—4,5 м, установленные на базовом тракторе с двигателем мощностью до 24 кВт. Указанные машины и оборудование используются 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.

Рациональные комплексы механизации рекультивационных работ для условий угольных и сланцевых разрезов в зависимости от расстояния транспортирования плодородного слоя почвы (ПСП) или потенциально плодородных пород (ППП) приведены в табл. 16.21.

Биологический этап рекультивации осуществляется землепользователями за счет средств предприятий, нарушающих земельные угодья. Биологическая рекультивация включает 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 также посев трав и посадка первичных культур, для чего используют различные сеялки, навесные ямокопатели и лесопосадочные машины. Уход за посевами и посадками, в том числе орошение и полив,

Машины, применяемые на операциях			Рациональное расстояние транспортирования, км	Наименование коплекса
транспортирование	укладка	поддержание дорог		
Бульдозер ДЗ-34С	—	—	До 0,2	Бульдозерный
Скрепер ДЗ-23	—	Автогрейдер ДЗ-14А	До 1,0	Скреперный
Скрепер* ДЗ-13	—	Автогрейдер ДЗ-14А	До 3,0	
Автосамосвал КрАЗ-256Б	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-14А	1,0—5,0	Автомобильный
Автосамосвал МоАЗ-522А	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-143	1,0—7,0	
Автосамосвал БелАЗ-540	Бульдозер ДЗ-34С	Автогрейдер ДЗ-143	1,0—10,0	
Думпкары 2ВС-105	Бульдозер ДЗ-34С	—	Свыше 3,0	Железнодорожный

выполняется при помощи дождевальных и поливочных машин, сбор урожая — косилками и комбайнами, используемыми в сельскохозяйственной практике.

Перечисленные типы машин и оборудования, используемые на техническом и биологическом этапах рекультивации, выпускаются серийно в обычном, тропическом и северном исполнениях. Широкий диапазон типов и моделей машин позволяет подбирать для конкретных условий оптимальные комплексы оборудования, которые соответствуют горнотехническим и природно-климатическим условиям разработки месторождений и обеспечивают на всех стадиях качественную рекультивацию нарушенных земель для их целенаправленного использования в народном хозяйстве.

Многолетняя практика показывает, что нарушенные земли, восстановленные с соблюдением всех требований технической и биологической рекультивации, могут использоваться в сельскохозяйственном производстве для выращивания всех сельскохозяйственных культур и обеспечивать урожайность не ниже, чем на старопахотных землях.

Ценный опыт в этом отношении накоплен на разрезах ПО "Тулауголь", где внедрены технологические схемы ведения горных работ, при которых токсичные надугольные породы (глина, супеси и суглинки) при помощи драглайнов размещаются в нижней части отвала, а породы, пригодные для биологической рекультивации, — в верхней. После завершения отсыпки пород с некоторым отставанием осуществляются планировка поверхности отвалов и нанесение на нее почвенного слоя до 30 см. Для планировки поверхности гребней отвалов обычно используют экскаваторы ЭШ10.60, для снятия, погрузки и транспортирования почвенного слоя — экскаваторы типа "механическая лопата" ЭКГ-4,6 и большегрузные автосамосвалы, для чистовой планировки поверхности — автоскреперы и бульдозеры. Рекультивируемые земли обычно передаются для сельско- и лесохозяйственного

использования. В первом случае создаются пахотные угодия и сенокосы, во втором — сплошные массивы лесонасаждений или лесные полосы противоэрозионного, водорегулирующего и ветрозащитного назначений.

На Запорожском карьере Орджоникидзевского ГОКа, где нижний уступ высотой 15—17 м отрабатывается по бестранспортной системе двумя экскаваторами ЭШ20.65, а верхний высотой 2—25 м — по транспортно-отвальной системе роторным комплексом ЭРГ-1600 в сочетании с отвалообразователем ОШР-4500/180, спланированная поверхность отвалов покрывается лессовидными суглинками мощностью 1,5 м и слоем чернозема толщиной 0,5 м. Восстановленные земли используются в сельскохозяйственном направлении и обеспечивают высокую урожайность зерновых культур.

В последние годы в угольной промышленности получает распространение *микробиологический способ рекультивации* породных отвалов для использования их под сельскохозяйственные угодия 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. При этом повышаются биогенность пород и количество полезных микроорганизмов, способствующих мобилизации потенциального плодородия субстрата и накоплению в рекультивируемых грунтах органического вещества и элементов питания в доступной для роста растений форме. В отличие от традиционных приемов рекультивации данный способ осуществляется непосредственно на рекультивируемых грунтах после их детального агрохимического и микробиологического обследований, причем образование продуктивного почвенного слоя, как показывает опыт ПО "Средазуголь" и "Приморскуголь", происходит в 2—3 раза быстрее. Во всех случаях кормовая ценность продукции растениеводства, выращенная на рекультивируемых землях, не отличалась от зональной.

16.5. Метрологическое обеспечение и контроль качества окружающей среды

16.5.1. Назначение метрологического обеспечения природоохранной деятельности

Осуществление метрологического обеспечения природоохранной деятельности на карьерах — составная часть управления качеством окружающей среды. С его помощью определяется реальное состояние окружающей среды в районах размещения промышленных производств, проверяется эффективность выполнения природоохранных мероприятий, выявляются и фиксируются нарушения санитарно-гигиенических правил и нормативов.

В качестве основных контролируемых параметров, характеризующих состояние окружающей среды при открытой разработке, приняты: при сбросе сточных вод в водоемы — количество взвешенных и минеральных веществ, нефтепродуктов, фенолов, остаточного хлора, состав микроэлементов, величина pH и расход воды; при промышленных выбросах в атмосферу — содержание пыли, диоксида серы, оксидов азота и углерода, а также влажность, температура, скорость, расход и давление выбрасываемого воздуха; для почв и грунтов при рекультивации земель — pH, общая сера, содержание питательных веществ, гумуса, а также влажность, влагоемкость, гигроскопичность и механический состав; для утилизируемых твердых отходов производства — зольность, влажность, содержание колчеданной и сульфатной серы, углерода, органических веществ, оксидов алюминия, кремния, железа, механический состав и др. Полученные сведения и результаты измерений служат основой при оценке качества и эффективности природоохранных работ и для заполнения форм статистической отчетности — 2ТП (водхоз),

2ТП (воздух) и 2ТП (рекультивация). Результаты контроля служат также основанием для принятия оперативных решений по улучшению природоохранной деятельности с учетом реальной экологической обстановки.

16.5.2. Методы и технические средства измерения параметров окружающей среды

В отечественной практике для измерения параметров окружающей среды на карьерах чаще всего используют химические методы анализа (грави-, титра-, колори- и потенциометрия и др.), которые в стационарных условиях обеспечивают высокую точность измерения, но отличаются большими сложностью и трудоемкостью. Из инструментальных методов контроля получили распространение около 40 видов комплектного оборудования и технических средств измерения, важнейшими из которых для контроля сточных вод являются:

гидрохимическая лаборатория 2ХЛ-66 для проведения физико-химического анализа состава природных и сточных вод производительностью 1000 анализов/год (обслуживает 6 чел., площадь 162 м^2);

комплектная лаборатория типа ЛАВ-1 для определения качества питьевой воды и воды водоемов, состава и свойств сточных вод и содержания в них вредных примесей производительностью 5000 проб/год (обслуживает 6 чел., площадь 162 м^2);

лаборатория ЛАВ-3 для проведения физических, химических и бактериологических анализов сточных вод промышленных предприятий производительностью 4000 анализов/год (обслуживает 8 чел., площадь 60 м^2);

переносный мутномер М-101 для периодических измерений концентрации взвешенных веществ по градуировочным кривым при наличии однозначной зависимости между мутностью и концентрацией взвеси;

кислородомер КЛ-115 для определения концентрации растворенного кислорода в пробах сточных вод (масса — 8 кг).

Для контроля загрязнения атмосферного воздуха на карьерах широко используют следующие виды отечественного оборудования:

станцию "Воздух-1", предназначенную для инструментального анализа атмосферного воздуха на диоксид серы и оксид углерода с помощью автоматических газоанализаторов, автоматического отбора проб воздуха для последующего химического анализа одновременно на четыре газовых ингредиента (регистрация информации от датчиков производится на перфоленте; производительность станции 40 тыс. проб/год, масса 5000 кг, размещается в стационарном павильоне);

передвижную лабораторию "Атмосфера-II", предназначенную для контроля атмосферного воздуха городов и промышленных зон путем инструментального анализа диоксида серы, сероводорода, озона и хлора (размещается на автомобиле типа УАЗ или "НЫСА");

дымомер ДМП-250М с самописцем для контроля оптической плотности дыма при сжигании топлива в топках паровых котлоагрегатов (масса 48,5 кг);

инфракрасный газоанализатор промышленных выбросов в атмосферу на базе интерференционных фильтров "Марс-1", предназначенный для определения содержания оксида азота в промышленных газовых выбросах (масса 50 кг);

технические средства контроля отработанных газов, выбрасываемых в атмосферу при работе автотранспорта: газоаналитическую систему АСГА-Т массой 1350 кг; портативный газоанализатор ГАИ-1 массой 11 кг; газоанализатор ГАИ-2 массой 13 кг.

Кроме того, в системах контроля используют газоанализаторы на оксид углерода (ГИАМ-10-СО), диоксид серы (ГИАМ-10-SO_2), оксиды азота (ГИАМ-10-NO и 344ХЛ-01), а также устройства динамического разбавления пробы, работающие совместно с газоанализаторами микроконцентраций (ГКП-1 для SO_2, ГМК-3 для СО, 645ХЛ-01 для NO и 623ИН-02 — для углеводородов). Устройства динамического разбавления обеспечивают раз-

жижение пробы газа, отбираемой из газохода, в заданном соотношении (до 1:500), что дает возможность использовать газоанализаторы с малыми диапазонами измерения и отказаться при этом от сложных и дорогостоящих устройств подогрева пробы при ее транспортировании к газоанализаторам. Указанные технические средства обеспечивают погрешность измерения не более 15—20 %.

Из числа новых средств контроля качества окружающей среды следует отметить портативные приборы и устройства, созданные институтом ВНИИОСуголь и выпускаемые им по заказам предприятий: модернизированный фотоэлектронный анализатор взвешенных веществ ФАВ-1М, автоматический потенциометрический анализатор остаточного хлора АР, кондуктометрический анализатор нерастворимых веществ КАНВ-1, химический газоопределитель ГХПВ-1 и сорбционные трубки ТСПВ для контроля выбросов вредных веществ в атмосферу.

Модернизированный фотоэлектронный анализатор ФАВ-1М предназначен для оперативного (не более 10 мин) определения концентрации взвешенных веществ в сточных водах. Принцип действия основан на измерении интенсивности светового потока, проходящего через анализируемую среду, при погружении фотоэлектрического датчика. Результат выдается в единицах массовой концентрации с точностью ±6 % в диапазонах измерений 0—25, 0—100, 0—1000 мг/дм^3. Точность измерений не зависит от цвета взвешенных частиц, цветности самой воды и уровня внешнего освещения. Максимальная дополнительная погрешность измерений при встречающихся на практике изменениях дисперсного состава взвесей не превышает ±25 %. Прибор работает от промышленной сети напряжением 220 В (50 Гц) и от автономного источника питания, потребляемая мощность не превышает 1 Вт.

Метрологическое обеспечение приборов ФАВ-1М заключается в их градуировке по суспензиям, приготовленным растворением в дистиллированной воде специальных таблеток на основе каолина с нормируемым содержанием взвешенных веществ. Достоверность результатов измерений обеспечивается тем, что дисперсный состав частиц каолина в поверочных суспензиях стабилен и близок к среднему составу производственных сточных вод:

Размер частиц каолина в поверочных суспензиях, мкм	1,2	1,2—3,3	3,5—5	5
Содержание фракций, %	11	27	35	27

Время растворения таблеток каолина в воде не превышает 5 мин, что позволяет оперативно с учетом количества используемых таблеток приготовить одну или целый ряд суспензий для поверки работоспособности прибора в разных условиях работы. Срок годности поверочных суспензий — 4 ч, таблеток — 2 года.

Работа автоматического анализатора АР основана на потенциометрическом методе измерения концентрации йода окислением йодида калия активным хлором, содержащимся в природных и сточных водах. Основные узлы анализатора функционируют автоматически по заданной программе, обеспечивающей выполнение необходимых операций по подготовке пробы для замера концентрации хлора по ГОСТ 18190—72 "Вода питьевая. Методы определения содержания остаточного активного хлора". Концентрация выделившегося йода в результате окисления йодида калия активным хлором определяется по потенциалу на платиновом электроде. Для повышения точности, стабильности и воспроизводимости результатов измерения природных и сточных вод анализатор дополнительно оснащен автоматическим устройством для предварительной обработки отбираемых проб.

Анализатор работает в комплекте с самопишущим потенциометром КСП-4 (КСР-4), что позволяет получать документальные данные о режимах хлорирования воды.

Техническая характеристика анализатора АР

Диапазон измерений, мг/дм^3	0,2—6
Погрешность измерений, %	±10
Потребляемая мощность от сети переменного тока, Вт	50
Габариты, мм	540×460×315
Масса, кг	15

Кондуктометрический анализатор нерастворимых веществ КАНВ-1 предназначен для лабораторного контроля массы, объема и плотности нерастворимых веществ в сточных водах, а также в других жидкостях, суспензиях и эмульсиях. Принцип измерения основан на предварительном осаждении нерастворимых веществ центрифугированием с последующим определением электропроводности и массы осадка.

Техническая характеристика кондуктометрического анализатора КАНВ-1

Диапазон измерений, мг/дм^3	10—15
Время измерений, мин	15
Предел допускаемой погрешности, %	10
Объем анализируемой воды, мл	100
Потребляемая мощность, Вт	100
Масса (общая), кг	15

Применение анализатора снижает в 10—15 раз затраты времени на определение нерастворимых веществ в жидкости по сравнению с существующими методами.

Сорбционные трубки ТСПВ и химический газоопределитель ГХПВ-1 предназначены для усовершенствования методов определения содержания диоксида серы и оксидов азота в дымовых газах промышленных и коммунально-бытовых котельных, сушильных установок обогатительных и брикетных фабрик, а также аспирационных систем ремонтно-механических цехов и машиностроительных заводов. В отличие от традиционных поглотительных приборов новые средства газового анализа компактны и имеют небольшую массу, они просты в изготовлении и подготовке к отбору проб, надежны в работе как при низких, так и при повышенных температурах.

Сорбционные трубки для отбора газовых проб (ТСПВ—SO_2 и ТСПВ—NO_x) представляют собой цилиндрические стеклянные трубки со слоем твердого носителя (стеклянной крошки), помещенного между двумя перфорированными перегородками. Принцип работы таких сорбционных трубок основан на свойстве газообразных веществ взаимодействовать с пленкой вязкого сорбирующего вещества, равномерно распределенного на твердом носителе. В качестве поглотительного раствора в сорбционных трубках для диоксида серы использован раствор тетрахлормеркурата натрия с добавлением ацетата натрия и этиленгликоля, для оксида азота — йодид калия, станнит натрия и этиленгликоль. В составе комплекта трубок предусмотрен окислительный патрон для оксида азота, который также представляет собой трубку со слоем стеклянной крошки, обработанной раствором оксида хрома в серной кислоте. Патрон шлангом соединяют с сорбционной трубкой. Кроме окислительной патрон выполняет защитную функцию — исключает мешающее влияние диоксида серы.

Отбор газов в сорбционные трубки осуществляется непосредственно из газового потока через пылезаборную трубку или полиэтиленовый мешок с помощью мехового аспиратора АМ-5. Отобранные в сорбционные трубки газы элюируют водой и определяют их содержание фотометрическим методом: диоксид серы — с пararозанилином и формальдегидом, диоксид азота — с реактивом Грисса-Илосвая. Пробы сохраняются в сорбционных трубках в течение 7 сут при комнатной температуре и 1 мес при хранении в холодильнике.

Методики выполнения измерений диоксида серы и оксидов азота с помощью сорбционных трубок ТСПВ прошли государственную метрологическую аттестацию во ВНИИМ им. Д. И. Менделеева и используются на предприятиях горнодобывающей промышленности.

Диапазон измеряемых концентраций диоксида серы составляет 0,01—10 г/м^3, оксидов азота (в пересчете на диоксид) — 0,01—0,6 г/м^3. Основная погрешность измерения диоксида серы составляет 15 %, оксидов азота — 20 % в диапазоне измеряемых концентраций. Граница суммарной погрешности измерения обоих компонентов с учетом дополнительных погрешностей (температуры, влажности, стабильности измерений) не превышает 25 %. Затраты времени на определение одного компонента с учетом времени, затрачиваемого на проведение всех подготовительных работ, отбор и анализ пяти проб, составляет в среднем 1,7 ч.

Химический газоопределитель промышленных выбросов ГХПВ-1 (рис. 16.12) выполнен в двух модификациях: ГХПВ-1 NO_x-1 — для определения оксидов азота; ГХПВ-1 SO_2-10 — для определения диоксида серы. Каждая модификация газоопределителя состоит из стеклянной индикаторной трубки с твердым наполнителем соответствующего типа (ТИ-NO_x-1 или ТИ-SO_2-10), являющейся измерительной частью устройства, и мехового аспиратора АМ-5, служащего для определения объема и просасывания анализируемых газов через трубку. Принцип действия газоопределителя и метод определения массовых концентраций газов основаны на изменении окраски массы наполнителя индикаторных трубок при взаимодействии с определяемым газом и измерении длины слоя, изменившего окраску. Длина прореагировавшего индикаторного слоя есть функция и мера массовой концентрации определяемого газа и его объема.

Диапазон измеряемых концентраций оксидов азота (в пересчете на диоксид) составляет 0,1—1 г/м^3; диоксида серы — 0,5—10 г/м^3. Основная приведенная погрешность газоопределителя не превышает 25 %. Газоопределитель прошел государственные испытания, аттестован на высшую категорию качества и внесен в государственный реестр.

Представляет практический интерес метод определения оксида углерода в выбросах предприятий угольной промышленности с использованием хроматографа "Газохром-3101". Действие прибора основано на приципе газоадсорбционной хроматографии при постоянной (комнатной) температуре насадочных колонок. Детектирование осуществляется термохимическим способом. Для калибровки прибора используют чистый оксид углерода или поверочные газовые смеси, выпускаемые Балашихинским кислородным заводом. Рабочим дозатором служит шприц на 5 мл. Газ из газохода отбирается в резиновую камеру или полиэтиленовый мешок с помощью газозаборной трубки и насоса по всасывающим и нагнетающим клапанам. Диапазон измеряемых концентраций 20—62500 мг/м^3. Погрешность измерения не превышает 6,4 % определяемой величины.

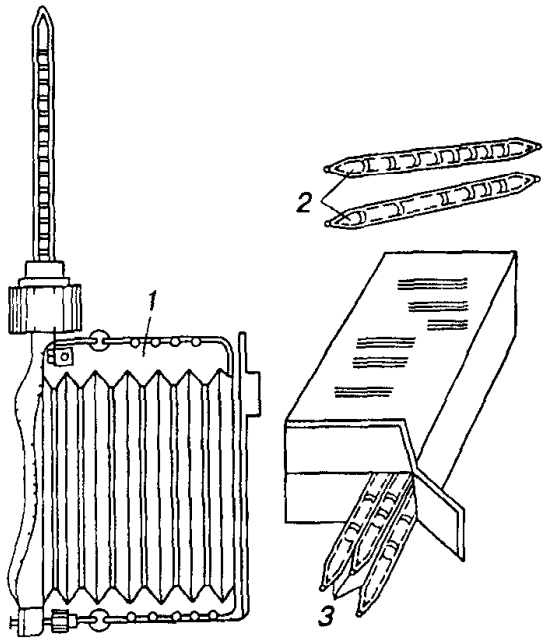


Рис. 16.12. Газоопределитель химический промвыбросов ГХПВ-1:

1 — аспиратор, *2* — индикаторные трубки, *3* — трубки в футляре

Выпускаемая отечественной промышленностью номенклатура технических средств для метрологического обеспечения природоохранных работ довольно представительна, необходимо более широко использовать эти средства в практике ведомственного контроля за загрязне-

нием окружающей среды отходами производства. Внедрение инструментальных методов позволяет не только снизить трудоемкость замеров контролируемых параметров на карьерах, но и существенно увеличить их число и повысить объективность получаемой информации.

Измерение концентрации пыли осуществляется аспирационными приборами АЭРА (периодический контроль) и концентратомерами пыли ИКАР-V (оперативный контроль).

Периодический контроль проводится работниками газоаналитических лабораторий ВГСЧ, оперативный — работниками пылевентиляционной службы карьеров.

Прибор АЭРА предназначен для набора проб пыли просасыванием запыленного воздуха через фильтр. Целесообразно использовать аналитические аэрозольные фильтры (АФА), помещаемые при наборе пробы в специальный патрон. Прибор обеспечивает набор пробы при постоянном расходе просасываемого воздуха.

Техническая характеристика прибора АЭРА

Объемная скорость засасывания запыленного воздуха, л/мин	20
Продолжительность непрерывной работы, мин	До 80
Габариты, мм	410×225×130
Масса, кг	8,1

Разработчик — конструкторское бюро Центральной научно-исследовательской лаборатории по горноспасательному оборудованию ВГСЧ Донбасса.

Изготовитель — Донецкий опытно-экспериментальный завод по горноспасательному оборудованию НПО "Респиратор" (г. Донецк).

Концентратомер пыли ИКАР-V — портативный прибор для определения массовой концентрации пыли в промышленных выбросах и других местах.

Прибор выполнен в нормальном и взрывобезопасном исполнениях. Принцип работы его основан на поглощении мягкого бета-излучения пылевыми частицами, осаженными из воздуха на фильтровальную ленту. Он позволяет измерять концентрацию пыли всех размеров (общей массы), а также концентрацию пыли размером менее 5 мкм.

Техническая характеристика ИКАР-V

Пределы измерения, мг/м^3	0,1 — 2500
Погрешность измерения, %, не более	15
Масса с источником питания, кг, не более	2,4
Питание прибора	Автономное (аккумуляторы)

Разработчики — акционерное общество "АЭРОКОН" (г. Люберцы, Московской обл.) и ИПКОН РАН (г. Москва).

За рубежом наибольшее распространение получили пылепробоотборники MP911 фирмы "Эрнст Ляйтц Ветцлар ГмбХ" (ФРГ), VT/BF 50 фирмы "Молидор унд Мюллер" (ФРГ), 113А и 115 фирмы "Каселла" (Великобритания) и CPM-3 французского филиала фирмы "MSA" (США). Институтом ИНЕРИС (б. Сершар) создан малогабаритный индивидуальный пылепробоотборник SJP-10. Указанные зарубежные приборы предназначены для контроля количества пыли, вдыхаемой человеком на рабочем месте.

16.6. Развитие экологически безопасных технологий и производств на карьерах

В практике природоохранной деятельности на карьерах наряду с разработкой и внедрением эффективных мероприятий по защите окружающей среды все возрастающее значение приобретает экологизация технологических процессов добычи полезных ископаемых. Это направление научно-технического прогресса оформилось под общим названием "экологически безопасные (чистые) производства" и предусматривает применение совокупности технических средств и технологических приемов, обеспечивающих максимальную степень сохранения, использования и воспроизводства качества окружающей среды при функционировании горных предприятий.

Основой экологически безопасных производств на карьерах является организация мало- и безотходных технологических процессов добычи полезных ископаемых с частичным или полным использованием твердых, жидких или пылегазообразных отходов открытых горных работ, образование которых неизбежно в рамках отдельных предприятий или региона в целом. При этом под *малоотходным* производством понимается горное производство, вредное воздействие которого на окружающую среду не превышает уровня допустимого санитарными нормами; часть отходов такого производства по технологическим, экологическим, организационным и другим причинам не используется для удовлетворения нужд народного хозяйства и направляется на захоронение, длительную консервацию или ликвидацию. При *безотходном* производстве рационально используются все виды природных ресурсов и тем самым достигается экологическое равновесие окружающей среды в районах размещения карьеров.

Для оценки уровня безотходности действующих и вновь создаваемых горных производств в отечественной практике используют ряд обобщенных показателей, характеристика и расчетные формулы которых по видам образующихся отходов и извлекаемого минерального сырья представлены в табл. 16.22.

В общем виде отличительные признаки экологически безопасных производств при открытой добыче полезных ископаемых представлены в табл. 16.23.

В целях интенсификации работ по созданию и внедрению мало- и безотходных производств на карьерах в последние годы в ряде горнодобывающих отраслей регламентированы требования к технологическим схемам, процессам и оборудованию, обеспечивающие экологически безопасные условия добычи полезных ископаемых с учетом потенциальных возможностей промышленных производств и окружающей их природной среды (табл. 16.24).

Практическая реализация указанных выше направлений экологизации открытых горных работ на представительных объектах угольной промышленности позволила заметно повысить уровень их экологической безопасности и получить при этом значительный экономический эффект. Одновременно достигнуто более эффективное использование минерально-сырьевых ресурсов.

Таблица 16.22.
Показатели оценки уровня безотходности горного производства

Вид отхода, ресурса	Показатели оценки	Расчетная формула
Твердые (вскрышные) породы	Коэффициент безотходности (%) по породе	$k_{б}^{и} = \frac{V_{исп}}{V} \cdot 100$
	Удельный выход ($м^3$/т) породы с учетом ее использования	$k_{и}^{и} = \frac{V - V_{исп}}{Д}$
	Коэффициент (ед), характеризующий соотношение отработанных и рекультивированных земель	$\gamma = \frac{S_р}{S_{отр}}$
	Уроверь соблюдения ПДК в почве (ед)	$\gamma_i = \frac{X_{фi}}{ПДК_i}$
Жидкие (карьерные и дренажные воды)	Коэффициент безотходности (%) по сточным водам	$k_{б}^{в} = \frac{q_1^{в} + q_2^{в} + q_3^{в} + Q_i^{в}}{Q_в}$
	Уровень использования попутно забираемых карьерных вод на производственные нужды (%)	$k_{и}^{в} = \frac{q_1^{в}}{W}\ 100$
	Коэффициент водооборота (%)	$k_{об} = \frac{V_{об}}{V_{об} + V_{пр}^{в}} \cdot 100$
	Уровень соблюдения ПДК (ед)	$\gamma_i = \frac{P_{фi}}{ПДК_i}$
Пылегазообразные промышленные выбросы в атмосферу	Коэффициент безотходности производства (%) по выбросам в атмосферу	$k_{б}^{а} = \frac{M_{ут}}{M_о} \cdot 100$
	Уровень соблюдения ПДК (ед)	$\gamma_i = \frac{C_{max_i}}{ПДК_i}$
Минеральное сырье (руда, уголь и др.)	Показатель использования минеральных ресурсов (ед)	$k_{из} = \frac{Q_{из}}{Q_б}$

Примечание. $V_{исп}$ — объем использованных вскрышных пород, тыс. $м^3$/год; V — общий объем вскрышных пород, тыс. $м^3$/год; $Д$ — годовая добыча полезного ископаемого, тыс. т; $S_р$ — площадь рекультивируемых земель, га; $S_{отр}$ — площадь отработанных земель за период эксплуатации карьера, га; $X_{фi}$ — фактическое содержание вредного вещества в почве, мг/кг; ПДКi — предельно допустимая концентрация вредного вещества, мг/[кг (мг/$дм^3$, мг/$м^3$)]; $i = 1,2, \ldots$ — индекс вида вредных веществ в почве, сточных водах и атмосферном воздухе; $q_1^{в}$, $q_2^{в}$, $q_3^{в}$ — объем попутно забираемой воды, используемой соответственно на собственные производственные нужды, нужды сельскохозяйственных предприятий и смежных производств, тыс. $м^3$/год; $Q_i^{в}$ — объем сброса попутно забираемых вод, соответствующих согласованным нормам качества (нормативно чистые без очистки и нормативно очищенные), тыс. $м^3$/год; $Q_в$ — общий объем попутно забираемой воды при добыче, тыс. $м^3$/год; W — общий объем использования карьерной воды на производственные нужды, тыс. $м^3$/год; $V_{об}$, $V_{пр}^{в}$ — объем соответственно оборотной и свежей подпиточной воды, тыс $м^3$/год; $P_{фi}$ — фактическое содержание i-го вредного вещества в сточных водах (взвешенные вещества, нефтепродукты, минеральные соли и др.), мг/$дм^3$; $M_{ут}$ — суммарное количество утилизированных вредных веществ, т/год; $M_о$ — общий объем отходящих (образующихся) вредных веществ, т/год; $C_{max\,i}$ — максимальная приземная концентрация i-го вредного вещества в атмосферном воздухе (пыль, диоксид серы, оксид углерода и т д.), мг/$м^3$; $Q_{из}$ — количество извлекаемых видов минерального сырья, тыс. т.; $Q_б$ — количество погашаемых балансовых запасов минерального сырья, тыс. т.

Таблица 16.23.
Нормативные величины критериев экологически безопасного горного производства

Значение критериев по видам отходов и ресурсов			
твердые	жидкие	пылегазообразные	минеральное сырье
$k_б^и = 75–100$ %	$k_б^в = 75–100$ %	$k_б^а = 75–100$ %	$k_{из} \to 1$
$k_и^и \to 0$	$k_и^в \to 100$ %	$\gamma_i \le 1$	
$\gamma = 1$	$k_{об} \to 100$ %		
$\gamma_i \le 1$	$\gamma_i \le 1$		

Таблица 16.24.
Основные направления экологизации открытых горных работ

Вид природоохранной деятельности	Перечень приоритетных направлений
Рациональное использование и охрана недр	Снижение потерь полезного ископаемого при добыче Вовлечение в эксплуатацию некондиционных и сложноструктурных пластов и залежей
	Извлечение товарных продуктов из разубоженной горной массы
	Селективная выемка и использование сопутствующего минерального сырья
Рациональное использование и охрана водных ресурсов	Сокращение притоков воды в горные выработки, уменьшение загрязнения воды, выдаваемой на поверхность в процессе эксплуатации
	Селективная выдача нормативно-чистой воды с рабочих горизонтов
	Безотходная очистка карьерных вод от природных и техногенных загрязнений с утилизацией образующегося осадка
	Комплексное использование очищенных карьерных вод
	Применение водооборотных систем при добыче полезных ископаемых
Охрана воздушного бассейна	Снижение пылегазообразования при технологических процессах производства, рационализация технологических средств улавливания пыли и газов Совершенствование сжигания топлива в энергетических установках Безвредное для окружающей среды складирование твердых отходов с последующей рекультивацией
	Предотвращение вредных выбросов из вентиляционных систем, усреднительно-погрузочных и сортировочных комплексов
	Утилизация продуктов пылегазоулавливани
Охрана земельных ресурсов	Расширение применения внутреннего отвалообразования на карьерах
	Увеличение номенклатуры и объемов использования твердых отходов в народном хозяйстве
	Рекультивация нарушенных земель с созданием культурных ландшафтов

Список литературы

1. Красавин А. П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. — М.: Недра, 1991.

2. Оптимальные параметры плодородия почв. Под ред. Т. Н. Кульковской. — М.: Колос, 1984.

3. Типовые технологические схемы рекультивации нарушенных земель на разрезах. — Пермь: ВНИИОСуголь, 1984.

4. Рекомендации по снятию плодородного слоя почвы при производстве горных, строительных и других работ. — М.: ГИЗР, 1983.

5. Ищук И. Г., Поздняков Г. А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий: Справочник. — М.: Недра, 1991.

6. Методические указания по проектированию рекультивации нарушенных земель на действующих и проектируемых предприятиях угольной промышленности. — Пермь, ВНИИОСуголь, 1991.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ 7

1. РОЛЬ И МЕСТО ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ 9

2. ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД 15

2 1 Общие сведения о горных породах и их свойствах 15

2 2 Шкалы, группы, категории и классификации горных пород 17

2 3 Сравнение шкал крепости, прочности и категорий горных пород по различным классификациям 42

Список литературы 45

3 ГЛАВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРА 47

3 1 Границы открытых разработок (предельная глубина) 47

3 1 1 Виды коэффициента вскрыши 47

3 1 2 Определение граничного коэффициента вскрыши 50

3 1 3 Определение глубины карьера в простых природных условиях 53

3 1 4 Определение глубины карьера в сложных природных условиях 54

3 1 5 Определение границ карьеров в условиях рыночной экономики 58

3 2 Производительность карьера 59

3 2 1 Основные положения 59

3 2 2 Определение производственной мощности карьеров 60

3 2 3 Производственная мощность и пронзводительность карьера 66

3 3 Устойчивость уступов, бортов, отвалов карьеров 67

3 3 1 Методы расчета устойчивости откосов 71

3 3 2 Рациональные профили и конструкции нерабочих бортов глубоких карьеров, устойчивость отвалов 75

Список литературы 80

4. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ 81

4 1 Основные положения 81

4 2 Расчет параметров карьера для размещения вскрывающих выработок 82

4 3 Конструкция бортов карьера и угол его откоса 84

4 4 Карьерное поле и этапы его отработки 85

4 5 Элементы и формы трассы траншей 86

4 6 Вскрытие карьерных полей наклонными горными выработками 88

4 7 Вскрытие карьерных полей крутыми траншеями 91

4 8 Вскрытие карьерных полей подземными горными выработками 91

4 9 Вскрытие рабочих горизонтов карьерного поля 93

4 10 Расчет объемов вскрывающих горных выработок 96

4 11 Способы проведения горных выработок 102

4 12 Объем горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию 105

Список литературы 106

5. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ..... 107

5 1 Классификация систем открытой разработки 107

5 1 1 Общие положения 107

5 2 Элементы системы разработки при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы 109

5 2 1 Общие положения 109

5 2 2 Высота вскрышного уступа (мощность вскрыши) при перевалке пород в выработанное пространство 110

5 2 3 Определение объема переэкскавации при перевалке вскрышных пород во внутренний отвал 115

5 2 4 Ширина заходки экскаватора и длина фронта работ при перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы 116

5 3 Элементы транспортно-отвальнон системы разработки при примененни консольных отвалообразователеи 117

5 4 Элементы системы разработки при перемещении горнои массы железнодорожным транспортом 120

5 4 1 Общие положения 120

5 4 2 Высота уступа 121

5 4 3 Ширина заходки механической лопаты 125

5 4 4 Параметры забоев гидравлических экскаваторов 125

5 4 5 Ширина рабочей площадки при железнодорожном транспорте 127

5 4 6 Длина фронта работ при железнодорожном транспорте 129

5 5 Элементы системы разработки при перемещении горной массы автомобильным транспортом 134

5 5 1 Общие положения 134

5 5 2 Высота уступа и ширина заходки при перемещении горной массы автомобильным транспортом 134

5 5 3 Ширина рабочей площадки при автомобильном транспорте 135

5 5 4 Длина фронта работ при автомобильном транспорте 137

5 6 Элементы системы разработки при перемещении горной массы конвейерным транспортом 138

5 7 Параметры элементов системы разработки на некоторых зарубежных карьерах 140

Список литературы 140

6. БУРЕНИЕ 141

6 1 Основные сведения 141

6 1 1 Типаж буровых станков 141

6 1 2 Основные характеристики буримости горных пород 142

6 2 Расчет технических и энергетических параметров бурения 144

6 2 1 Станки шарошечного бурения 144

6 2 2 Станки вращательного бурения с режущим долотом 145

6 2 3 Станки ударно вращательного бурения 146

6 2 4 Производительность буровых станков 146

6 2 5 Нормативы времени бурения 148

6 2 6 Показатели работы буровых станков 150

6 3 Технические характеристики и описание буровых станков 152

6 3 1 Станки вращательного бурения шарошечными долотами 152

6 3 2 Станки вращательного бурения резцовыми коронками 155

6 3 3 Станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками 156

6 3 4 Требования безопасности к шуму, вибрации и запыленности рабочего места оператора бурового станка 158

6 4 Буровой инструмент 160

6 4 1 Инструмент для станков шарошечного бурения 160

6 4 2 Инструмент станков вращательного бурения резцовыми коронками 163

6 4 3 Комбинированный буровой инструмент 165

6 4 4 Инструмент ударно-вращательного бурения 165

6 5 Буровые станки зарубежного производства 167

6 5 1 Техническая характеристика 167

6 5 2 Конструктивные особенности буровых станков 171

6 5 3 Буровой инструмент 175

Список литературы 177

7. ВЗРЫВАНИЕ 179

7 1 Основные положения 179

7 2 Элементы теории взрыва и создания промышленных взрывчатых веществ 179

7 2 1 Классификация взрывов 179

7 2 2 Характеристика взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ 180

7 2 3 Общая характеристика промышленных взрывчатых веществ 181

7 2 4 Ассортимент промышленных взрывчатых веществ 181

7 3 Средства и способы инициирования зарядов промышленных взрывчатых веществ 188

7 3 1 Классификация средств и способов инициирования зарядов 188

7 3 2 Источники тока и аппаратура для контроля электрических взрывных цепей 188

7 3 3 Основные схемы и расчет электровзрывных цепей 189

7 3 4 Технология взрывания с помощью детонирующего шнура 193

7 4 Методы и условия взрывных работ на карьерах 195

7 4 1 Методы взрывных работ 195

7 4 2 Горно-геологическая оценка массивов пород в пределах карьерного поля 195

7 4 3 Требования к крупности дробления горной массы 196

7 5 Определение основных параметров расположения скважинных зарядов 196

7 5 1 Схемы расположения и конструкция зарядов 196

7 5 2 Диаметр зарядов 197

7 5 3 Расчетный удельный расход ВВ 199

7 5 4 Расчет параметров скважинных зарядов 201

7 5 5 Короткозамедленное взрывание зарядов 203

7 5 6 Рациональная конструкция заряда с воздушными, водовоздушными, водными промежутками и активной забойкой 207

7 5 7 Параметры взрывных работ на открытых работах некоторых горных предприятий 208

7 6 Метод шпуровых и камерных зарядов 211

7 6 1 Метод шпуровых зарядов 211

7 6 2 Метод камерных зарядов 211

7 6 3 Контурное взрывание 212

7 7 Сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов взрывчатых веществ 214

7 7 1 Сейсмическое действие взрыва 214

7 7 2 Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения 215

7 7 3 Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения 217

7 8 Механизация взрывных работ на земной поверхности 218

7 8 1 Общие сведения 218

7 8 2 Машины и механизмы для погрузочно разгрузочных работ 219

7 8 3 Оборудование для растаривания ВВ 219

7 8 4 Оборудование для приготовления взрывчатых веществ на месте их применения 220

7 8 5 Оборудование для заряжания, осушения и забойки скважин 222

7 9 Вторичное дробление негабарита 224

7 9 1 Взрывные способы вторичного дробления 224

7 9 2 Механические способы вторичного дробления 225

7 9 3 Электрофизические способы вторичного дробления 226

7 10 Специальные виды взрывных работ 226

7 10 1 Взрывание скальных перемычек 226

7 10 2 Взрывание при добыче каменных блоков 227

7 10 3 Взрывные работы в стесненных условиях 228

Список литературы 230

8. ЭКСКАВАЦИЯ 231

8 1 Одноковшовые экскаваторы 231

8 1 1 Одноковшовые карьерные экскаваторы 231

8 1 2 Одноковшовые строительные экскаваторы 231

8 1 3 Зарубежные одноковшовые экскаваторы 243

8 1 4 Производительность одноковшовых экскаваторов 243

8 1 5 Фактические показатели работы одноковшовых экскаваторов 261

8 2 Многоковшовые экскаваторы 261

8 2 1 Основные положения 261

8 2 2 Роторные экскаваторы 264

8 2 2 1 Развитие, область применения, принципиальные конструктивные схемы 264

8 2 3 Цепные экскаваторы 268

8 2 4 Производительность многоковшовых экскаваторов 279

8 2 5 Соотношение параметров забоя и линейных параметров роторных экскаваторов 284

8 2 6 Силовые параметры роторных экскаваторов 286

8 2 7 Опыт применения роторных экскаваторов 288

8 2 8 Экскавационное оборудование непрерывного действия фрезерного типа 291

8 3 Колесные погрузчики 294

8 3 1 Конструктивные и технологические особенности 294

8 3 2 Производительность карьерных погрузчиков 301

8 4 Бульдозеры, рыхлители и колесные скреперы 304

8 4 1 Общие сведения о строительно-дорожной технике 304

8 4 2 Область применения 305

8 4 3 Классификация тракторов и тягачей 305

8 4 4 Классификация бульдозеров 309
8 4 5 Рыхлители и бульдозерно-рыхлительные агрегаты 317
8 4 6 Производительность бульдозеров и рыхлителей 318
8 4 7 Классификация колесных скреперов 320
8 4 8 Производительность колесных скреперов 324
Список литературы 326
9. ТРАНСПОРТ 327
9 1 Железнодорожный транспорт 327
9 1 1 Железнодорожный путь 328
9 1 1 1 Верхнее строение пути 328
9 1 1 2 Потребность материалов верхнего строения 333
9 1 1 3 Периодичность плановых ремонтов пути 333
9 1 1 4 Средства механизации путепереукладочных и путеремонтных работ 338
9 1 2 Подвижной состав 343
9 1 3 Тяговые расчеты 346
9 1 4 Тормозные расчеты 348
9 1 5 Проверка тяговых двигателей на нагрев 350
9 1 6 Мощность источника автономного питания 350
9 1 7 Расход энергии 350
9 1 8 Эксплуатационные расчеты 351
9 2 Автомобильный транспорт 354
9 2 1 Автодороги 354
9 2 2 Подвижной состав 357
9 2 3 Тяговые расчеты 362
9 2 4 Эксплуатационные расчеты 364
9 2 5 Техническое обслуживание и ремонт 367
9 2 6 Фактические показатели работы автотранспорта 370
9 3 Конвейерный транспорт 371
9 3 1 Конструкция конвейеров 371
9 3 2 Выбор основных параметров ленточных конвейеров 376
9 3 3 Технические характеристики конвейеров 380
9 3 4 Показатели работы ленточных конвейеров 382
9 3 5 Вспомогательные работы при конвейерном транспорте 383
Список литературы 388
10. ВНУТРИКАРЬЕРНОЕ МЕХАНИЧЕСКОЕ ДРОБЛЕНИЕ.....385
11. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ.....395
11 1 Основные положения 395
11 2 Некоторые характеристики отвальных пород 397
11 3 Экскаваторные отвалы 399
11 4 Бульдозерные отвалы 403
11 4 1 Технологии бульдозерного отвалообразования 403
11 4 2 Характеристики бульдозерного отвалообразования 406
11 5 Особенности размещения отвалов в условиях горного рельефа 407
11 6 Применение консольных отвалообразователей для размещения породы в отвале 407
11 7 Сравнительные данные по отвальным работам 412
11 8 Расчеты по отвалообразованию 413
11 8 1 Определение площади, необходимой для размещения вскрышных пород 413
11 8 2 Определение параметров отвальных полей 413
11 8 3 Отвальные работы при применении одноковшовых экскаваторов 414
Список литературы 414
12. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 415
12 1 Основные положения 415
12 2 Технологические схемы перевалки вскрышных пород 418
12 2 1 Общие сведения 418
12 2 2 Схемы с перевалкой мягких пород драглайнами 420
12 2 3 Схемы с перевалкой взорванных пород 422
12 2 4 Производительность драглайнов в схемах с перевалкой пород 425

12 3 Технологические схемы разработки экскаваторно-автомобильными комплексами 426
12 3 1 Общие сведения 426
12 3 2 Укрупненные технологические расчеты 427
12 4 Технологические схемы с карьерными погрузчиками и скреперами 432
12 5 Технологические схемы разработки экскаваторно-железнодорожными комплексами 432
12 5 1 Общие сведения 432
12 5 2 Производительность экскаваторно-железнодорожного комплекса 433
12 6 Технологические схемы разработки комплексами непрерывного действия 436
12 6 1 Общие сведения 436
12 6 2 Техиологические схемы разработки транспортно-отвальными комплексами 437
12 6 3 Технологические схемы разработки комплексами с конвейерным транспортом 440
12 7 Технологические схемы разработки комплексами с комбинированным транспортом 444
12 7 1 Общие сведения 444
12 7 2 Технологические схемы разработки автомобильно железнодорожными комплексами 444
12 7 3 Технологические схемы разработки автомобильно-конвейерными и железнодорожно-конвейерными комплексами 444
Список литературы 453

13. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 455

Список литературы 458

14. ДРЕНАЖ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ 459

14 1 Требования к системам дренажа 459
14 2 Типизация месторождений по условиям дренажа 459
14 3 Влияние техники дренажа на выбор системы осушения 460
14 4 Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А1 461
14 4 1 Целесообразиые пределы дренажа 461
14 4 2 Дренаж нерабочего борта карьера 462
14 4 3 Дренаж рабочего борта карьера 463
14 4 4 Дренаж пласта полезного ископаемого 465
14 4 5 Дренаж разрезной траншеи 466
14 5 Дренаж карьерных полей на месторождениях группы А2 467
14 6 Дренаж карьерных полей месторождений группы Б 468
14 7 Дренаж внутренних отвалов и подошвы карьера 469
14 8 Организация поверхностного и внутрикарьерного стока 471
14 9 Фильтрационные расчеты 472
14 9 1 Расчет установившихся водопритоков в карьер 472
14 9 2 Расчет неустановившихся водопритоков в карьер 472
14 9 3 Расчет параметров дренажных систем 473
14 10 Гидрогеологические наблюдения 474
14 11 Выбор и расчет конструкций дренажных скважин 475
14 12 Водоприемная часть дренажных устройств 476
14 13 Скважинные насосные установки 478
14 14 Основные сведения о зарубежном оборудовании водопонижения 480
14 15 Буровые установки и основные технологические процессы при бурении водопонижающих скважин 483
14 15 1 Буровые установки для проходки скважин на воду 483
14 15 2 Способы бурения и породоразрушающии инструмент 487
14 15 3 Способы промывки и промывочные жидкости 487
Список литературы 489

15. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И ОСВЕЩЕНИЕ 491

15 1 Электроснабжение карьеров 491
15 1 1 Построение систем электроснабжения карьеров 491
15 1 2 Передвижные комплектные трансформаторные подстанции 498
15 1 3 Передвижные комплектные распределительные пункты 500

15 1 4 Передвижные приключательные пункты 500
15 1 5 Воздушные линии электропередачи 501
15 1 6 Кабельные линии электропередачи 501
15 1 7 Соединительные муфты и разъемы для гибких кабелей 503
15 1 8 Расчет электрических нагрузок силовых потребителей карьеров 504
15 1 9 Определение мощности трансформаторных подстанций 508
15 1 10 Выбор сечений проводников 509
15 1 11 Проверка сети по потере напряжения в пусковом режиме 510
15 1 12 Расчет токов короткого замыкания в электроустановках напряжением выше 1 кВ 510
15 1 13 Расчет токов однофазного замыкания на землю в сетях 6—10 кВ 511
15 1 14 Расчет защитного заземления 512
15 2 Тяговые сети 514
15 2 1 Выбор тяговых подстанций 514
15 2 2 Расчет тяговой сети электровозного транспорта 515
15 2 3 Расчет устройств электроснабжения дизель-троллейвозного транспорта 519
15 2 4 Электроснабжение дизель-троллейвозного транспорта (фирма "Сименс") 519
15 3 Освещение 520
15 3 1 Расчет освещения светильниками 520
15 3 2 Расчет освещения прожекторами 521
15 3 3 Лампы 522
15 3 4 Светильники общего назначения 525
15 3 5 Прожекторы 526
15 3 6 Расчет осветительной сети 526
Список литературы 527
16. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ 529
16 1 Общие положения 529
16 1 1 Влияние деятельности карьеров на окружающую среду 529
16 1 2 Основные компоненты техногенных загрязнений и условия их образования 529
16 1 3 Назначение и виды природоохранной деятельности 529
16 2 Очистка и обеззараживание сточных вод 531
16 2 1 Нормативные требования и условия сброса сточных вод 531
16 2 2 Мероприятия по уменьшению количества сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ 532
16 2 3 Методы очистки и обеззараживания сточных вод 532
16 2 4 Технологические схемы и конструкции водоочистных сооружений и установок 535
16 3 Предотвращение пылегазовых загрязнений атмосферного воздуха 541
16 3 1 Нормативные требования к атмосферному воздуху и к технологическим выбросам загрязняющих веществ 541
16 3 2 Токсичное влияние технологий открытых горных работ 542
16 3 3 Мероприятия по снижению вредных выбросов в атмосферный воздух 544
16 3 4 Оборудование и материалы для комплексного обеспыливания технологических процессов на карьерах 548
16 4 Рекультивация нарушенных земель 561
16 4 1 Нормативные требования к качеству рекультивированных земель 561
16 4 2 Классификация способов и схем рекультивации нарушенных земель 562
16 4 3 Технология и оборудование технического и биологического этапов рекультивации земель 569
16 5 Метрологическое обеспечение и контроль качества окружающей среды 574
16 5 1 Назначение метрологического обеспечения природоохранной деятельности 574
16 5 2 Методы и технические средства измерения параметров окружающей среды 575
16 6 Развитие экологически безопасных технологий и производств на карьерах 579

СПРАВОЧНОЕ ИЗДАНИЕ

Трубецкой Климент Николаевич
Потапов Михаил Геннадиевич
Виницкий Константин Ефимович
Мельников Николай Николаевич
и др.

Справочник. Открытые горные работы

Ведущий редактор Р С Яруллина
Компьютерная верстка М Юханова, А Курбатов
Переплет художника Ю Егорова

Сдано в набор 13 04 94 Подписано в печать 5 06 94 Формат 70 х 100 1/16 Бумага типоргафская №1
Гарнитура «Таймс»ю Печать офсетная Усл печ л Усл Кр -отт Уч -изд л
Тираж 15000 экз Заказ

Научно-инженерная фирма «Горное бюро»
107053 г Москва, Докучаев пер , 5
Тел (095) 975-15-95, факс (095) 975-13-74