РЕДАКЦИОННЫЙ
СОВЕТ

Председатель
Л.А. ПУЧКОВ — *ректор МГГУ, чл.-корр. РАН*

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС — *директор Издательства МГГУ*

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ — *академик РАЕН*
А.П. ДМИТРИЕВ — *академик РАЕН*
Б.А. КАРТОЗИЯ — *академик РАЕН*
В.В. КУРЕХИН — *академик РАЕН*
М.В. КУРЛЕНЯ — *академик РАН*
В.И. ОСИПОВ — *академик РАН*
Э.М. СОКОЛОВ — *академик МАН ВШ*
К.Н. ТРУБЕЦКОЙ — *академик РАН*
В.В. ХРОНИН — *профессор*
В.А. ЧАНТУРИЯ — *академик РАН*
Е.И. ШЕМЯКИН — *академик РАН*

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

В.А. ШЕСТАКОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Издание 3-е, переработанное и дополненное

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела в качестве учебника для студентов вузов, обучающихся по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело»

МОСКВА

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

2003

УДК 622.2(076.5)
ББК 33.1
Ш 51

Рецензенты:

- кафедра «Разработка рудных месторождений» Северо-Кавказского государственного технологического университета (зав. кафедрой д-р техн. наук *О.З. Габараев*);
- проф., д-р техн. наук *А.А. Петросов* (Московский государственный горный университет)

Шестаков В.А.

Ш 51 Проектирование горных предприятий: Учебник для вузов. — 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. — 795 с.

ISBN 5-7418-0207-9 (в пер.)

Изложены основные сведения по проектированию горных предприятий, главным образом, применительно к условиям рудных месторождений. Освещены вопросы организации и содержания проектно-сметных работ. Рассмотрены методы решения проектных задач, способы и системы разработки, комплексные технологические схемы. Даны обоснования производственной мощности предприятий, календарных планов рудника. Приведены сведения по разработке горно-механической части проекта, составлению календарного плана. Большое внимание уделено охране окружающей среды. Особый интерес представляют научно-методические основы проектирования применительно к современным экономическим условиям, а также созданию САПР на базе комплексного подхода к решению основных вопросов строительства и эксплуатации рудников.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело». Может быть использован в практической работе инженерно-техническими работниками производства, а также проектных и научно-исследовательских институтов.

УДК 622.2(076.5)
ББК 33.1

ISBN 5-7418-0207-9

© В.А. Шестаков, 1995
© В.А. Шестаков, 2003
© Издательство МГГУ, 1995, 2003
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2003

ПРЕДИСЛОВИЕ

«Проектирование горных предприятий» — главная заключительная и обобщающая дисциплина для подготовки горных инженеров по специальности «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». Вместе с тем, она продолжает основной курс по подземной разработке рудных месторождений, завершая теоретические основы специальности при подготовке горных инженеров рудной специализации. Она продолжает курсы «Технология подземной разработки рудных месторождений», «Горные машины», «Экономика горной промышленности» и другие специальные дисциплины, представляя собой главную суть, содержание и комплексную увязку этих курсов вместе взятых для решения всех основных инженерных задач проектирования и эксплуатации рудников. Цель этой дисциплины — познакомить слушателей с научными основами проектирования, современными критериями экономической оценки и методами выбора наилучших (оптимальных) параметров рудников, технологии горных работ и других технических решений, принципами создания автоматизированных систем проектирования (САПР), их перспективой, методами оценки эффективности САПР, а также с существующим порядком и организацией выполнения проектных работ и основным содержанием проекта горного предприятия. Кроме того, в ней рассматривается основное содержание документов, регламентирующих работы по проектированию и строительству горных предприятий.

На основе знаний теории решения задач и организации проектирования студенты должны уметь выбирать оптимальные варианты производственной мощности горного предприятия и оконтуривания запасов месторождения, способов разработки, схем и параметров вскрытия и подготовки залежей полезного ископаемого, систем разработки, комплексов оборудования в увязке с технологией горных работ, календарных планов строительства и эксплуатации рудников. Студентам необходимо получить практические навыки использования современных методов (в том числе экономико-математических с применением новейшей вычислительной техники) для обоснования проектных

решений, а также составления основных частей проекта и рабочей документации (технологической, строительной, технико-экономической и др.).

Знание теоретических основ и принципов проектирования рудников необходимо в практической работе каждому горному инженеру независимо от того, где ему придется работать: на руднике, в проектной организации или в научно-исследовательском институте. В связи со спецификой горного производства, вследствие непостоянства горно-геологических условий, перемещения рабочих мест, частого изменения технологии горных работ каждому горному инженеру приходится много проектировать, а также оценивать, рассматривать, утверждать и претворять в жизнь очень большое количество различных проектов. Технический прогресс на рудниках непосредственно связан с проектированием.

Данное издание учебника переработано и в значительной мере дополнено по сравнению с первым и вторым изданиями (2-е изд. — 1995 г.).

При подготовке учебника к третьему изданию принимали участие и являются соавторами отдельных разделов проф., д-р техн. наук В.И. Голик (17), Н.И. Сысоев (6, 14), В.Н. Игнатов (3, 4, 12), Ю.И. Разоренов (1, 3—5, 10, 11), В.А. Ткачев (6), Г.Ф. Каган (10—12), В.И. Павленко (3, 6, 8), канд. экон. наук Н.Ю. Ковалева (3, 6, 8, 9), канд. техн. наук А.А. Белодедов (3, 6, 8, 9), Т.В. Литовченко (3—5, 8, 12), Л.М. Акимов (4—6, 10).

Автор приносит глубокую благодарность всем специалистам за их добрые замечания и советы по улучшению рукописи.

ВВЕДЕНИЕ

Проектирование горных предприятий (рудников) в современных условиях должно быть нацелено на радикальное улучшение использования природных ресурсов, сырья, материалов, топлива и энергии на всех стадиях — от разведки и добычи полезных ископаемых, их комплексной переработки до выпуска и использования конечной продукции. В горно-добывающих отраслях промышленности суть коренных перемен в будущем, при переходе к рынку, заключается в перенесении центра внимания с количественных показателей на качество и эффективность, с промежуточных — на конечные результаты, с расширения производственных фондов — на их обновление, с наращивания топливно-сырьевых ресурсов — на улучшение их использования, на всемерное повышение технического уровня и качества продукции. Поэтому перед горно-добывающей промышленностью во весь рост встают проблемы более полного и комплексного использования всех полезных ископаемых, пород вскрыши, отходов обогащения и воды, а также уменьшения землеемкости добычи и рекультивации земель.

На разведку и добычу полезных ископаемых в нашей стране расходуется до 40 % капиталовложений, примерно одна треть производственных ресурсов и около 20 % трудовых ресурсов страны. И основная часть расхода этих ресурсов приходится на подземный способ. Тем не менее, в силу необходимости разработки богатых и глубокозалегающих месторождений доля подземного способа при добыче полезных ископаемых довольно велика. Так, подземным способом добывается 67 % цветных и редких металлов, более 50 % руд горной химии, около 60 % угля, около 100 % калийных солей. И, конечно, число рудников в несколько раз больше числа карьеров, так как мощности рудников в несколько раз меньше мощности карьеров. Подземный способ — наиболее дорогой и трудоемкий. Но ценность руды, например, в цветной металлургии, примерно в 4 раза больше, чем руды из карьеров. Поэтому проектирование горных предприятий с подземным способом разработки — дело особой важности и ошибки при проектировании рудников (особенно методические) могут повлечь огромный перерасход средств и различных ресурсов.

В то же время точные и достоверные решения могут обеспечить огромную экономию. Современные требования минимума затрат всех материальных и трудовых ресурсов, более полного и комплексного использования запасов недр, охраны других природных ресурсов и сложность задач обусловливают необходимость применения методов экономико-математического моделирования, расчетов с помощью современной вычислительной техники, а в перспективе — создания и внедрения системы автоматизированного проектирования шахт и рудников (САПР). Применение этих методов для решения всех задач обеспечит более рациональное использование затрат не только на проектирование горных предприятий, но и их эксплуатацию.

Научные принципы проектирования рудников впервые были сформулированы проф. Н.И. Трушковым. Эти принципы до сих пор не потеряли своего значении. Наиболее полно вопросы теории и практики проектирования рудников обобщил последователь Н.И. Трушкова проф. Н.И. Городецкий, который создал первое в нашей стране учебное пособие по курсу проектирования рудников [12]. Следует отметить и второе учебное пособие — проф. В.Н. Семевского [41]. Огромный вклад в теорию решения таких важнейших задач проектирования рудников, как определение их производственной мощности, параметров вскрытия и подготовки, высоты этажа, выбора и оценки систем разработки, обоснование условий рационального использования недр и многие другие, сделал акад. РАН М.И. Агошков.

Проблемные вопросы проектирования подземных работ рассмотрены в трудах акад. РАН Е.И. Шемякина, чл.-корр. РАН Д.М. Бронникова, Д.Р. Каплунова, Л.А. Пучкова и Ю.Н. Малышева, теория выпуска руды освещена в трудах акад. АН Украины Г.М. Малахова, проф. В.В. Куликова, Н.Г. Дубынина и др. Большой вклад в решение ряда проблем проектирования рудников внесли проф. А.С. Воронюк, Н.З. Галаев, И.В. Дементьев, Н.В. Дронов, Н.Ф. Замесов, Н.Х. Загиров, В.Р. Именитов, А.А. Кавтаськин, В.Н. Калмыков, И.А. Ковалев, Е.В. Кузьмин, Г.Г. Ломоносов, А.С. Малкин, Е.И. Панфилов, И.М. Панин, А.А. Петросов, В.А. Симаков, М.Н. Цыгалов, канд. техн. наук А.О. Баранов, В.К. Мартынов и другие.

Огромный вклад в теорию проектирования, в частности, в разработку принципов динамического проектирования, научных основ управления качеством, унификации горных чертежей сделали акад. РАН Н.В Мельников, В.В. Ржевский, К.Н. Трубецкой, чл.-корр. РАН В.Л. Яковлев, проф. А.И. Арсентьев, Ю.И. Анистратов, Ж.В. Бунин, Ф.Г. Грачев, М.А. Ревазов, С.С. Резниченко, В. Н. Мосинец, Г.В. Секисов, В.А. Харченко, В.С. Хохряков, В.А. Щелканов, Б.П. Юматов. Эти принципы одинаково применимы как на открытых работах, так и на подземных. Следует отметить также крупный вклад в практику проектирования рудников известных проектировщиков — Г.Е. Гулевича, В.Л. Колибабы, Н.А. Короткова, М Г. Седлова, Н.С. Синдаровского, Ю.Г. Скорнякова, П.Е. Следзюка, благодаря старанию которых на рудниках стали широко применяться прогрессивные технологии горных работ, а в проектных организациях — современные методы и нормативы проектирования.

За последние десятилетия в горной науке и горной промышленности, а также в теории и практике проектирования произошли серьезные изменения. Резко возросли объемы горных работ и масштабы рудников. Изменились техника, технология и организация разработки. Создана целая сеть проектных организаций, которые накопили большой опыт проектирования. Разработаны новые методы решения задач по оптимизации технологических параметров с применением последних достижений математики, техники и экономической науки.

Для рудников и шахт разработаны прогрессивные нормы технологического проектирования (Гипроруда, Гипроцветмет, Центрогипрошахт), созданы типовые методические указания (ТМУ) по рациональному использованию недр, выполнены исследования по прогнозу технического прогресса на рудниках (ИПКОН РАН) и т.д. В связи с постоянным ростом масштабов горных работ и производственной мощности горных предприятий, а также с усложнением условий разработки (переход на фланги месторождений, на большую глубину и т.д.) точное определение параметров рудников и выбор технологии подземной разработки месторождений становятся одной из важнейших проблем горной науки и практики. В нашей стране масштабы рудников и шахт достигли нескольких миллионов тонн в год. Так, в черной металлургии в настоящее время работают и проектируют шахты мощностью от 3 до 4,5 млн т/год. Ошибка при проектировании таких шахт только в 10 %, что считается вполне допустимым в горной промышленности, обойдется в десятки миллионов рублей.

В цветной металлургии ошибка при проектировании рудников, разрабатывающих сложные месторождения, может стоить чуть ли не половину капитальных и эксплуатационных затрат из-за неподтверждения запасов. В угольной промышленности ошибка при проектировании современной шахты средней производственной мощностью 1,6—4,5 млн т, даже очень малая, может стоить десятки миллионов рублей капиталовложений, а по эксплуатационным расходам — сотни миллионов рублей за срок существования шахты.

Мощности всех горных предприятий постоянно растут. По мере роста мощностей увеличивается степень ответственности за правильность проектных решений, так как при большой производственной мощности горного предприятия даже малая ошибка может привести к большому экономическому ущербу. Оптимизация параметров горных предприятий и технологии горных работ применительно к условиям рудных месторождений затрудняется из-за сложности горно-геологических условий, отсутствия в ряде случаев четкой границы оруденения и ряда других причин. Как правило, на этих месторождениях главные параметры месторождений и рудников (балансовые запасы, кондиции, показатели извлечения запасов, производительность рудника, размеры рудничного поля, глубина разработки и др.) определяются без достаточной взаимоувязки. Обычно параметры рудников принимаются в проектах постоянными на весь срок, и пересмотр их заранее не предусматривается. Заложенные в расчет кондиций параметры и показатели работы рудника, в том числе производственная мощность рудника, на стадии проектирования нередко изменяются в 1,5—2 раза в большую или меньшую сторону. Часто запроектированная мощность предприятия в процессе эксплуатации осваивается лишь на 60—70 %, а по конечной продукции — на 48—50 %. Примером может служить Урупский ГОК, где запасы металлов подтвердились на 48 %, так же, как в среднем и по другим 19 предприятиям, разрабатывающим месторождения свинца, цинка, меди, вольфрама, сурьмы и других металлов.

На сложных рудных месторождениях лишь в 40—50 % случаев варианты технологии, предусмотренные в расчете кондиций и заложенные в проект рудника, применяются на практике после ввода рудника в эксплуатацию. Отклонения от оптимума приводят к огромным перерасходам капитальных средств и эксплуатационных затрат. Этого можно избежать, если применять при проектировании современные научные методы. В случае неподтверждения геологических данных о запасах, можно после строительства и сдачи в эксплуатацию рудника частично избежать огромного перерасхода средств, если вновь оптимизировать параметры рудника и месторождения с учетом фактически подтвердившихся запасов балансовых и забалансовых руд.

Одна из главных задач курса состоит в том, чтобы научить студентов современным методам оптимизации при решении конкретных задач и на основе усвоения главных принципов оптимизации избегать возможных ошибок проектирования. Главной целью

проектирования рудников является обеспечение с минимально возможными капитальными и эксплуатационными затратами необходимого для народного хозяйства прироста добычи полезных ископаемых. Это обычно осуществляется за счет освоения и ввода в эксплуатацию новых месторождений, а также путем перепроектирования, реконструкции, расширения и технического перевооружения действующих предприятий. Известно, что прирост мощностей на действующих предприятиях за счет их реконструкции обходится значительно дешевле, поэтому оптимизация параметров действующих рудников и перепроектирование относятся к актуальным задачам.

Проектирование рудника — творческий процесс, устремленный вперед, в будущее горных работ. Эффективность проектирования зависит от правильного выбора основных методических положений. В настоящее время методические положения для оценки месторождений, выбора и сравнительной оценки способов и систем разработки, для обоснования параметров технологии горных работ должны обязательно учитывать современные условия добычи и комплексной переработки многокомпонентных руд, фактор времени и требования охраны природы.

Процесс проектирования рудника состоит из целой совокупности приемов и методов, обеспечивающих получение необходимой информации о будущем руднике. Эта информация обычно представляется в виде расчетов, обоснований, описаний, чертежей и других материалов. Она должна обеспечить достаточно полное представление о предлагаемом к строительству, техническому перевооружению или реконструкции (расширению) горно-добывающем предприятии, его основных параметрах и технико-экономических показателях. Главная задача проектирования — выбор и определение оптимальных параметров нового или реконструированного рудника, таких как запасы и качество руды в контурах рудничного поля, производственная мощность рудника и срок его службы, способ и схема вскрытия, системы разработки и виды применяемого горного оборудования, технологическая характеристика добываемой рудной массы, объем горно-капитальных работ, сроки строительства рудника и достижения им проектной производственной мощности. Кроме того, должны быть обоснованы такие технико-экономические показатели горно-добывающего предприятия, как величина капитальных затрат на строительство рудника и доведение его до проектной производственной мощности, производительность труда, себестоимость до-

бычи руды и готовой продукции, прибыль от реализации готовой продукции, уровень механизации, автоматизации и энерговооруженность, эффективность капиталовложений, срок их окупаемости, уровень рентабельности производства и др.

Для эффективной работы горной промышленности необходимо глубоко и тщательно обосновывать все проектные решения. Эффективная работа горно-рудной промышленности может быть обеспечена на основе технического прогресса и только в том случае, если в проектах будут заложены прогрессивные (на период вступления в строй новых предприятий) технические решения. Для разработки новой, более производительной и безопасной технологии, механизации и автоматизации горных работ и соответствующей ориентации на нее при проектировании большое значение имеет учет тенденций развития горной техники и технологии и прогноз этого развития в будущем. Иногда еще важнее оказывается правильно выбрать для первоочередного вовлечения в эксплуатацию наиболее эффективные месторождения полезных ископаемых или их участки.

Выполнение этих важнейших задач требует не только углубленного изучения теории и практики проектирования рудников, но и привлечения к решению проблем последних достижений экономической, математической и других наук. И, в первую очередь, применения методов программирования, новейшей вычислительной техники, создания системы САПР. Только при этом условии может быть обеспечено высокое качество проектов. А высокое качество проектов — это залог быстрого и экономного строительства, эффективной эксплуатации рудников, разумной организации труда и быта людей, сохранения природы. Это — важнейшее средство реализации единой технической и экономической стратегии.

В каждом проекте необходимо искать пути снижения капитальных затрат и себестоимости продукции, сокращения сроков строительства, повышения производительности труда и рентабельности производств, ориентируясь на новейшую технику, передовую технологию и организацию работ. При этом весьма важно обеспечить улучшение условий работы трудящихся, безопасность всего предприятия, а также более рациональное и комплексное использование запасов полезных ископаемых и охрану окружающей природной среды. В проектах должны быть предусмотрены более широкое применение природоохранных мероприятий, способов комплексного изучения и эксплуатации месторождений, ресурсосберегающей малоотходной и безотходной технологии и техники новых поколений.

ГЛАВА 1

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ. СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

1.1. ДОКУМЕНТЫ, РЕГЛАМЕНТИРУЮЩИЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Горно-добывающие предприятия строятся и реконструируются только на основании утвержденных проектов. Порядок проектирования, содержание и объем проектов и смет, а также порядок строительства обычно принимали в соответствии с постановлениями правительства, инструкциями по составлению проектов и смет, стандартами, строительными нормами и правилами.

В 1961 г. был установлен порядок проектирования в три стадии (проектное задание, технический проект и рабочие чертежи) на основе задания на проектирование. Было принято, что до начала строительства, кроме проекта, должна быть создана строительная база, обеспечен подвод воды, электроэнергии, построены дороги, сделан отвод шахтных вод и т.д.

В 1969 г. предусматривалось перевести проектные и строительные организации на новые условия хозяйственного расчета. По этим условиям, проектные организации должны были выполнять все проектные работы по хоздоговорам с заказчиками, что обязывало их обеспечивать качество проектов, которое удовлетворяло бы заказчика. Перед проектными организациями была поставлена задача существенно улучшить качество проектно-сметных работ, для чего предусматривалось обязательное использование в проектах новейших достижении науки и техники. А для этого проектировщики обязывались укреплять связи с научными учреждениями, использовать передовой (отечественный и зарубежный) опыт, налаживать информацию.

Предполагалось обеспечить сокращение сроков проектных и проектно-изыскательских работ, для чего вместо трехстадийного проектирования вводилось двухстадийное. Рекомендовалось также рассмотрение и утверждение проекта по частям. Научные учреждения отраслей обязывались выполнять специальные предпроектные исследования. Предусматривалось обязательное детальное технико-экономическое обоснование, которое должно предшествовать любому проектированию. Заказчики обязывались своевременно выдавать исходные данные для проектирования, в частности, по технологии и технологическому оборудованию. Проектные

институты были наделены правом авторского надзора. Они получили право требовать от строителей неукоснительного выполнения всех положений проекта.

С июля 1976 г. была введена в действие «Инструкция по разработке проектов и смет для промышленного строительства» СН-202—76, которой предусматривалось осуществлять проектирование на основе ТЭО, как правило, в одну стадию (техно-рабочий проект). Две стадии проектирования (технический проект и рабочие чертежи) допускались только на крупных и сложных комплексах, а также в случаях применения новой неосвоенной технологии производства. Техно-рабочие или технические проекты крупных предприятий было предусмотрено разрабатывать по очередям со сроком строительства каждой очереди не более 2—4 лет. Примененные в проектах технические и технологические решения должны были проверяться на патентоспособность и патентную чистоту. В пояснительной записке предусматривалось давать ссылки на авторские свидетельства и заявки на изобретения, по которым принято решение о выдаче авторских свидетельств.

Степень детализации и объем проектных материалов должны были соответствовать эталонам проектов, утвержденным министерствами и ведомствами. Большое внимание уделено обоснованию в проектах рационального уровня использования недр, земли и других природных ресурсов. Не оставлены без внимания и трудовые ресурсы. В проектах предусматривалось опережающее строительство и ввод в действие опытных цехов и лабораторий, экспериментальных объектов, объектов, общих для групп предприятий, первоочередных зданий и помещений соцкультбыта (необходимых в период строительства), а также сооружений по защите окружающей среды.

Тем не менее, уровень проектных решений в ряде случаев не соответствовал требованиям научно-технического прогресса. Много устаревших проектов отклонялось, но часть подобных проектов претворялась в жизнь — по ним строили предприятия, которые ко времени ввода их в эксплуатацию оказывались технически отсталыми. Затягивание сроков проектирования и строительства приводило к росту капиталовложений (примерно на 3 % в год). Поэтому, начиная с 1981 г. было предусмотрено значительно повысить технический уровень проектов и сократить сроки проектирования. Все министерства и ведомства, советы министров республик обя-

зывались обеспечивать своевременную реализацию в проектах достижений науки, техники, передового отечественного и зарубежного опыта, с тем, чтобы построенные или реконструированные предприятия ко времени ввода их в действие были технически передовыми и обеспечивали выпуск продукции высокого качества в соответствии с научно обоснованными нормативами по затратам труда, сырья, материалов и топливно-энергетических ресурсов, утвержденными по отраслям народного хозяйства и отраслям промышленности. Предусмотрено обеспечить высокую эффективность капиталовложений за счет первоочередного наращивания мощностей путем технического перевооружения и реконструкции действующих предприятий и производств, внедрения высокопроизводительного оборудования, установок, агрегатов большой единичной мощности, размещения оборудования на открытых площадках, механизации и автоматизации производственных процессов, дальнейшего сокращения ручного труда.

Проекты должны предусматривать высокий уровень градостроительства и архитектурных решений, рациональное использование земель, охрану окружающей среды, а также сейсмостойкость, взрыво- и пожаробезопасность объектов. Горно-добывающие министерства должны разрабатывать и утверждать на планируемые и следующие за ними пятилетия основные направления проектирования предприятий, а также прогрессивные удельные показатели стоимости и материалоемкости по объектам строительства и через каждые 5 лет вносить соответствующие изменения и уточнения.

В целях сокращения трудоемкости и сроков проектирования, повышения экономичности проектных решений, качества работ и производительности труда проектировщиков должны разрабатываться и утверждаться комплексные программы по автоматизации проектных работ. Уровень автоматизации проектных работ предусматривалось довести до 15—20 % общего их объема.

Установлено, что важнейшим направлением в проектировании должна быть типизация проектных решений на базе унификации объемно-планировочных, конструкторских и технологических решений, узлов, конструкций и изделий, а также широкое применение типовых проектов. Предусматривалось утвердить перечни прогрессивных типовых и повторно применяемых экономичных

индивидуальных проектов, устанавливать предельные размеры затрат на привязку к местным условиям типовых проектов, обеспечить издание альбомов, рабочих чертежей типовых строительных конструкций, изделий и узлов.

Министерства и ведомства должны были разрабатывать и утверждать пятилетние годовые планы проектно-изыскательских работ. Лимиты проектно-изыскательских работ устанавливались на планируемый период в процентах от утвержденных лимитов капитальных вложений с учетом особенностей отрасли. В горнорудной промышленности это примерно 5 % объема капиталовложений на строительство объектов.

Оценка деятельности проектных организаций осуществлялась по результатам выполненных заданий по сдаче полностью законченных и принятых заказчиком проектов и по прибыли, полученной от их реализации.

В соответствии с «Инструкцией о составе, порядке разработки, согласования и утверждения проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений» СН-202—81 проектирование предприятий, зданий и сооружений осуществлялось на основе утвержденных схем развития и размещения отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности, а также схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам и республикам, разработанных на период не менее 15 лет (по пятилеткам). Через каждые 5 лет в эти схемы вносились необходимые уточнения и составлялись схемы на новое пятилетие. В составе этих схем разрабатывались материалы обоснований целесообразности проектирования, строительства, реконструкции и расширения предприятий с определением стоимости строительства (реконструкции, расширения) и других технико-экономических показателей. При проектировании предприятий должны были учитываться решения, принимаемые в схеме и проектах районной планировки, в схеме генеральных планов групп предприятий с общими объектами и в проектах планировки и застройки городов и рабочих поселков.

28 января 1985 г. Совет Министров СССР издал Постановление «О дальнейшем совершенствовании проектно-сметного дела и повышении роли экспертизы и авторского надзора в строительстве». Этим постановлением было установлено, что критерием

оценки деятельности проектных организаций и стимулирования их деятельности является обеспечение широкого технико-экономического уровня проектируемых объектов, повышения производительности труда, сокращения расходов материальных ресурсов. Должны представляться материалы о соответствии проекта новейшим достижениям отечественной и зарубежной науки и техники и прогрессивным удельным показателям.

Решение о проектировании крупных и сложных объектов принималось на основе ТЭО строительства, а по другим — на основе технико-экономических расчетов (ТЭР) обоснования хозяйственной необходимости и экономической целесообразности их строительства. В ТЭО и ТЭР определялся порядок проектирования: в две стадии — проект и рабочая документация, в одну стадию — рабочий проект.

Согласно постановлению, повышалась ответственность проектных организаций за осуществление авторского надзора за строительством предприятий, а проектным организациям предоставлялось право давать указания о прекращении работ, выполняемых с нарушением требований проекта и нормативных документов. Эти указания были обязательными для организаций заказчика и подрядчика.

Начиная с 1986 г. министерствами и ведомствами разрабатывались и утверждались непрерывные двухлетние тематические планы проектно-изыскательских работ, которыми должны руководствоваться проектные организации.

Для претворения в жизнь Постановления Совета Министров был разработан и утвержден СНиП 1.02.01—85 от 01.01.86 г. Основные положения строительных норм и правил, применяемых в настоящее время, опубликованы Минстроем России в 1994 г. (СНиП 10-01—94), а порядок разработки, согласования, утверждения и состав проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений в СНиП 10-01—95. Этими документами до сих пор руксводствуются проектанты всех отраслей.

Другими основополагающими материалами, которыми должны руководствоваться проектанты при выполнении проектных работ, являются, прежде всего, законы РФ, постановления правительства РФ и другие нормативные документы по капитальному строительству. Одним из основных законов, регулирующих

недропользование, является закон Российской Федерации «О недрах», который вступил в силу в 1992 г., а затем с поправками и в обновленной редакции вышел в свет в 1995 г. В 1999 г. в этот закон были внесены существенные поправки и дополнения, в частности, для устранения в нем противоречия с законом «О соглашениях о разделе продукции» (СРП). В законе «О недрах» рассматриваются все основные вопросы регулирования отношений государства и недропользователей, права и обязанности предприятий и лиц по геологическому изучению и разработке месторождений полезных ископаемых, по платности недр и необходимости оформления лицензий на те или иные виды работ, связанных с недропользованием и т.д. В соответствии с законом «О недрах» в зависимости от направлений их использования недра предоставляются на разные сроки: до 5 лет для — геологического изучения, до 20 лет (с возможным продлением этого срока) — для разработки месторождения и в целях, не связанных с добычей, и до 25 лет — при совмещении разных видов пользования. Предусматривается государственный учет величины, степени изученности и качества запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также сведений о добыче, потерях и разубоживании каждого вида полезных ископаемых.

В проекте строительства и эксплуатации рудника должны предусматриваться меры безопасности жизни и здоровья не только работников рудника, но и населения в зоне влияния горных работ, а также применение машин, оборудования, материалов, обеспечивающих выполнение требований безопасности и санитарных норм.

Должны быть предусмотрены мероприятия по восстановлению нарушенных горными работами участков земель и других природных ресурсов. Другим не менее важным для проектирования и эксплуатации горных предприятий законом является «Земельный кодекс», по которому недропользователи обязаны получать, использовать, нарушать земельные отводы на платной основе и восстанавливать их за свой счет. Порядок представления земельного участка для строительства рудника предусматривает предварительное согласование с органами местной власти; определяет права и обязанности землепользователей и арендаторов, экологические и санитарные требования сохранения и восстановления земельных участков.

Одним из важнейших законов, которыми необходимо руководствоваться при проектировании и эксплуатации рудников, является закон «Об охране окружающей среды» (от 10.01.2002 г. № 7-ФЗ). В нем установлены нормы и правила рационального природопользования и охраны окружающей среды. Необходимо также руководствоваться и другими законами, например «О стандартизации», «Об инвестиционной деятельности в Российской Федерации» и др.

Кроме законов, при проектировании рудников необходимо руководствоваться нормами и правилами органов государственного надзора. Любой проект строительства, реконструкции, расширения или технического перевооружения должен соответствовать требованиям государственных федеральных документов (стандартов, строительных норм и правил, сводов правил по проектированию и строительству, сметных нормативов, нормативов и правил органов государственного горного надзора и др.), территориальных строительных норм (ТСН); отраслевых нормативных документов (отраслевые стандарты, нормы технологического проектирования и др.).

Особое внимание следует обратить на соблюдение ГОСТов, СПДС (Системы проектной документации для строительства), ЕСКД (Единой системы конструкторской документации), СНиПов (Строительных норм и правил), а также норм и правил, установленных органами государственного контроля. В частности, нормы, правила и нормативы органов государственного надзора требуют выполнения в проекте и в период эксплуатации правил безопасности и правил технической эксплуатации. Правилами безопасности требуется обеспечить безопасное ведение горных работ при строительстве и эксплуатации рудников, работы всего оборудования по подъему, водоотливу, вентиляции, транспорту, безопасной работы в случае аварий, пожаров, горных ударов и т.п.

Правилами технической эксплуатации предусматривается применение рациональной техники и технологии в соответствии с горно-геологическими условиями разрабатываемых месторождений на разных стадиях горных работ. Инструкциями органов Госгортехнадзора предусматривается необходимость обеспечения рационального и комплексного использования запасов основного и сопутствующих полезных ископаемых. Должны максимально ис-

пользоваться общероссийские и территориальные каталоги типовых строительных конструкций и изделий, утвержденные Госстроем, каталоги на все виды оборудования, приборов, ведомственные каталоги для специализированного строительства, утвержденные министерствами и ведомствами по согласованию с Госстроем, межотраслевые нормативные материалы по научной организации труда, утвержденные соответствующими органами, и разработанные на их основе отраслевые документы.

Для обоснования сроков проектирования и строительства рудников необходимо руководствоваться «Едиными нормами продолжительности проектирования и строительства предприятий, зданий и сооружений и освоения проектных мощностей». Удельные капитальные затраты для выполнения укрупненных расчетов могут быть приняты в соответствии с «Нормативами удельных капитальных вложений по отраслям».

Затраты на отдельные строительные работы и оборудование можно определить, пользуясь «Сборником единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы». В частности, в сб. № 2 приведены данные по горно-вскрышным работам, в сб. № 4 — буровзрывные работы, в сб. № 4 — скважины, в сб. № 20 — вентиляция и кондиционирование воздуха, в сб. № 35 — горно-проходческие работы, в сб. № 16 — оборудование предприятий черной металлургии, в сб. № 17 — оборудование предприятий цветной металлургии, в сб. № 18 — оборудование предприятий угольной и торфяной промышленности.

1.2. ОБЪЕКТЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ВИДЫ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ. ВЫБОР ПЛОЩАДКИ ДЛЯ СТРОИТЕЛЬСТВА

Составление проектной документации осуществляется для разных стадий освоения рудных месторождении, для оценки целесообразности стадий разведочных работ, для строительства новых рудников, а также для реконструкции, расширения и технического перевооружения действующих рудников. Даже без расширения и реконструкции на каждом руднике для обеспечения его нормальной работы осуществляются вскрытие нижних горизонтов и переход на новые рудные тела и участки, для чего также составляются проекты.

В связи с изменением горно-геологических условий, достижениями технического прогресса, изменениями отпускных цен и технико-экономических показателей работы рудника в процессе работы возникает необходимость перепроектирования всех основных параметров рудников и технологии горных работ. В частности, пересмотр проектных решений по выбору производственной мощности, запасов и кондиций на руду, размеров рудничного поля, способов и систем разработки, способов вскрытия и их элементов, параметров систем разработки, способов проведения и крепления выработок, закладки выработанного пространства, состава закладки, машин и оборудования для бурения шпуров и скважин, их зарядки, для выпуска, погрузки, доставки и подъема руды, вентиляции и водоотлива и т.д. Для осуществления разведочных работ, строительства рудника и его эксплуатации выполняют следующие виды проектной документации.

В период разведочных работ на месторождении выполняется технико-экономическое обоснование (ТЭО) целесообразности продолжения разведки и обоснования временных кондиций. Затем, при разработке схем развития и размещения отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности, схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам, выполняется ТЭО целесообразности строительства нового рудника или реконструкции, расширения и технического перевооружения действующего рудника. Следующим этапом проектирования является разработка ТЭО или проекта постоянных кондиций на руду месторождения. Если этот объект месторождения входит в утвержденную схему развития и размещения отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности, то горно-добывающее министерство утверждает задание на проектирование рудника. Задание обычно подготавливает проектная организация. После утверждения этого задания проектная организация выполняет проекты горного отвода и земельного отвода для привязки проектируемого объекта. В соответствии с утвержденным заданием на проектирование проектная организация выполняет либо рабочий проект, либо проект и рабочую документацию на строительство нового рудника или реконструкцию, расширение и техническое перевооружение дейст-

вующего рудника. Из других видов проектной документации можно отметить паспорт проекта, сметную документацию, проект организации строительства. На многих рудниках, в частности, на рудниках цветной металлургии, выполняется большое количество локальных проектов, иногда для каждого вновь отрабатываемого блока. Проекты наиболее крупных и ответственных объектов выполняют головные институты, которые имеются в каждой отрасли и подотрасли.

Головные проектные институты разрабатывают типовые проекты, выбирают для повторного использования экономичные индивидуальные проекты, а также большое количество методических и нормативных материалов, обобщают опыт применения ранее запроектированных технических и технологических решений. В последние годы, например, институты Гипроцветмет и Гипроруда разрабатывают для своих отраслей как общие «Нормы технологического проектирования», так и нормы по отдельным вопросам, итоговые решения узловых вопросов проектирования и т.д.

Проектная организация — институт-проектировщик, выполнив обоснование и расчет, согласовывает с соответствующими организациями намечаемые решения по выбору площадки (место разработки и размер площадки для строительства), производственному и хозяйственному кооперированию, возможности использования местных трудовых и материальных ресурсов, прокладке новых трасс, внеплощадочных коммуникаций, мест присоединения к существующим транспортным комплексам, источникам и трассам сетей электро-, тепло-, газо-, водоснабжения, связи, а также мест спуска сточных вод, их очистки, других мероприятий по охране окружающей природной среды, приведению земельного участка в состояние, пригодное для использования по назначению. Осуществляется также согласование условий и места присоединения железнодорожных путей предприятий к железнодорожным путям МПС.

Для выбора площадки создается комиссия, в которую входят представители заказчика проекта, проектной организации—генпроектировщика, территориальной проектной строительной организации, субподрядчика (проектной и изыскательской организации), административного органа, министерства-подрядчика или, по его поручению, строительной организации, государственного

надзора, штабов военных округов и штабов гражданской обороны и других заинтересованных организаций.

Акт о выборе площадки для строительства утверждается в установленном порядке и является документом о согласовании принятых решений и условий на присоединение предприятий к источникам снабжения, инженерным сетям и коммуникациям, а также намеченных мероприятиях по охране окружающей природной среды. Эти согласования необходимо осуществлять и при реконструкции, если последняя предусматривает соответствующие изменения. Сроки действия акта не должны быть больше предусмотренных нормами сроков проектирования и строительства объекта.

Ходатайство о предоставлении земельного участка для строительства предприятия и его отводе возбуждается заказчиком в порядке, предусмотренном земельным законодательством и требованиями административного органа, на территории которого намечается данное строительство.

1.3. ПРИНЦИПЫ ОРГАНИЗАЦИИ И ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ. ПРОЕКТНЫЕ ИНСТИТУТЫ

Все проектные работы для горно-рудных предприятий выполняются, как правило, силами отраслевых проектных институтов. Так, железорудные шахты и карьеры проектируют три проектных института (Гипроруда в Санкт-Петербурге и ее филиалы, Центрогипроруда в Белгороде и Уралгипроруда в Екатеринбурге). Рудники цветной металлургии проектируют институты Гипроцветмет (Москва), Унипромедь (Екатеринбург), Гипроникель (Санкт-Петербург), ВНИПрозолото (Чита), СибцветметНИИпроект (Красноярск), Кавказцветметпроект (Владикавказ), Дальстройпроект (Магадан), Норильскпроект и др. Часть этих институтов является одновременно научно-исследовательскими.

В угольной промышленности шахты и разрезы проектируют несколько десятков проектных институтов. Головным в этой отрасли является Центрогипрошахт (Москва). Почти в каждом бассейне и крупном угледобывающем регионе имеются свои проектные институты. Так, в Донбассе действует Ростовгипрошахт (Ростов-на-Дону) и др. В Кузбассе — Кузбассгипро-

шахт (Кемерово), в Екатеринбурге — Уралгипрошахт, в Санкт-Петербурге — Гипрошахт и т.д.

Имеются свои проектные институты и в других отраслях. Так, ВНИИгорхимпроект (Москва) выполняет проектные работы для предприятий горно-химической промышленности. В Санкт-Петербурге Гипронинеметаллоруд и Гипронеруд делают проекты для промышленности по добыче агрономических руд (фосфориты, апатиты и др.) и нерудных материалов (слюда) и т.д.

С целью осуществления единой технической политики в проектировании, в частности для разработки нормативных и методических материалов, изучения и распространения отечественного и зарубежного опыта проектирования, а также строительства и эксплуатации предприятий, назначаются головные проектные институты: Гипроруда в железорудной промышленности, Гипроцветмет — в цветной металлургии, а по отдельным отраслям: Гипроникель — в никелевой, оловянной и алюминиевой, Унипромедь — в медной, СибцветметНИИпроект — во флюоритовой и т.д. Проектные институты, как правило, работают в контакте с головными научно-исследовательскими институтами.

Среди отраслевых научно-исследовательских институтов можно отметить следующие: в железорудной промышленности черной металлургии НИИКМА в Губкине — головной по проблемам КМА; ВИОГЕМ в Белгороде по проблемам осушения, геологии и маркшейдерского дела; ВостНИГРИ в Новокузнецке — по проблемам сибирских рудников; в горной промышленности цветной металлургии: Гипроцветмет — центральный, Иргиредмет — головной в золоторудной, Гиредмет — в редкометалльной, Унипромедь — в медной, Гипроникель — в никелевой и т.д.

В угольной промышленности число НИИ в несколько раз больше, чем во всех других горно-добывающих отраслях. Это, прежде всего, головной по отрасли ИГД им. А.А. Скочинского и ЦНИЭИуголь (Москва), в Донбассе — ШахтНИУИ (Шахты); в Кузбассе — КузНИУИ (Кемерово), ВНИИГидроуголь (Прокопьевск), в Печорском бассейне — ПНИУИ, в Перми — ВНИИОСуголь и т.д.

Созданием новой горной техники для рудников занимаются институты НИПИгормаш (Екатеринбург), Гипроникель (Санкт-Петербург), НИИподземмаш (Москва), Гипромашобогащение (Москва) и др.

Межотраслевые крупные проблемы общего развития горной науки, комплексного использования месторождений полезных ископаемых, создания новых технологических процессов разрабатываются в Институте проблем комплексного освоения недр РАН, Институте горного дела СО РАН, ИГД УНЦ РАН и др. Есть и другие горные институты в РАН. Среди них ИГД Севера (Якутск), ИГД ДВНЦ РАН (Хабаровск), ИГД угля РАН (Кемерово).

Для проектирования небольших объектов и обслуживания текущих нужд на горно-рудных комбинатах имеются проектные конторы, бюро, отделы и группы.

Крупные объекты обычно проектируются несколькими институтами, из которых один — ведущий является генеральным проектировщиком. Он обычно разрабатывает технологическую часть и отвечает за весь комплекс проектных и изыскательских работ, за качество и сроки выполнения проекта в целом, а также за сметную стоимость строительства. Если генпроектировщик не может на необходимом уровне выполнить все работы, то он поручает выполнение отдельных проектных и изыскательских работ на хоздоговорных началах другим специализированным институтам и организациям.

Для выполнения отдельных частей проекта в каждом институте имеются соответствующие отделы и группы: технический, горный, электромеханический, генплана и транспорта, промсооружений, сантехнический, экономических обоснований, организации строительства, сметный, охраны природы и ряд отделов обслуживающего и административно-хозяйственного назначения. В отделах имеются главные специалисты.

По каждому проектируемому объекту или группе объектов институт-генпроектировщик назначает главного инженера проекта, который координирует разработку всех частей проекта, выдает задания отделам, а также смежным организациям и принимает выполненную работу. Он отвечает за проект в целом, а также за сметную стоимость строительства. Главный инженер проекта обычно назначается либо по одному руднику, либо по их группе. Субподрядные организации и отделы, выполняющие отдельные части проекта, сами назначают главных инженеров, ответственных за эти части и сметные стоимости по ним.

Главный инженер проекта увязывает отдельные части проекта, обеспечивает соответствие его прогрессивным технологическим направлениям. Он должен докладывать и согласовывать про-

ект по всем вопросам при выполнении работ и защищать его в утверждающих инстанциях. Проектная организация в лице главного инженера проекта обязана осуществлять авторский надзор с целью контроля качества строительных работ и их соответствия утвержденным проектным решениям.

При проектировании проектные организации используют результаты научно-исследовательских работ, действующие нормативные документы по техническому проектированию, строительству, санитарии, противопожарной технике, а также прейскуранты цен, УСН (укрупненные сметные нормативы) и др.

Заказчиками проектных работ являются распорядители средств, выделенных для выполнения намеченных мероприятий по развитию горнорудных предприятий и отрасли в целом: министерства, всероссийские компании, акционерные общества, ассоциации, концерны, комбинаты. Эти же организации принимают и утверждают проекты, предварительно направляя их на экспертизу в специализированные организации. Проектная организация защищает выполненный проект перед заказчиком и экспертизой; генпроектировщик, как правило, перед министерством, его подразделениями или комбинатом, институт — участник разработки — свою часть защищает перед генпроектировщиком.

Заказчики несут ответственность за своевременность выдачи задания на проектирование, которое обычно составляется на основе ТЭО строительства нового объекта или реконструкции действующего. ТЭО наиболее крупных объектов разрабатывают проектные институты по заданиям министерства или по договорам с предприятиями. Если по ТЭО сметная стоимость строительства предприятия оказывается выше установленной величины (ранее было 4 млн руб. и выше), то вопрос о его финансировании решается в правительстве.

1.4. ОБОСНОВАНИЕ ИНВЕСТИЦИЙ И БИЗНЕС-ПЛАН СТРОИТЕЛЬСТВА И ЭКСПЛУАТАЦИИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Необходимость в этих материалах возникла в связи с переходом к рыночной экономике. Обоснование экономической целесообразности инвестиций в строительство нового горного предприятия или реконструкцию, расширение, техническое перевооружение действующего горного предприятия (рудника) и деловой план (бизнес-план) осуществления проекта разработки месторождения выполняются инвестором (заказчиком проекта) совместно с генеральным проектировщиком.

В обосновании даются технико-экономические расчеты сравнительной оценки вариантов основных решений и эффективности инвестиций, источников этих инвестиций, в том числе за счет банковских кредитов, расчеты по обоснованию социальных (занятость населения) и экологических последствий работ по строительству и эксплуатации рудника с определением возможного снижения эффективности использования земельных, водных, лесных, рыбных и других природных ресурсов и в связи с этим вероятных ущербов окружающей среде и предприятиям — пользователям природными ресурсами. На основе анализа общей ситуации в районе месторождения и выполненных расчетов дается заключение об экономической и социальной целесообразности и технической возможности осуществления проекта строительства или реконструкции рудника при условии обеспечения безопасной работы предприятия и его сотрудников, а также ликвидации экологических последствий горных работ.

В нем приводятся рекомендации по основным технико-экономическим, социальным и экологическим показателям строительства и источникам его финансирования, а также по порядку и очередности проектирования, строительства и эксплуатации рудника, по проведению изыскательских и научно-исследовательских работ, необходимых для достижения устойчивой и эффективной работы горного предприятия и улучшения социальных и экологических условий в регионе. Рассматриваются также вероятный план-график капиталовложений в проектирование и строительство рудника и возможные сроки окупаемости инвестиций. Для обоснования реальности обеспечения необходимой для инвестора (заказчика) степени прибыльности (рентабельности) проектируемого объекта составляется бизнес-план.

Основная цель бизнес-плана строительства нового рудника или реконструкции, расширения, технического перевооружения действующего рудника — достаточно убедительно доказать принципиальную возможность и экономическую целесообразность осуществления проекта, показать, что проект предприятия может быть осуществлен с минимальным риском для инвестора и его ка-

питалов. В бизнес-плане оцениваются общее состояние обеспеченности в регионе и стране данным минерально-сырьевым ресурсом, источники его обеспечения, разрабатываются стратегия осуществления проекта, прогноз очередности и вариантов выполнения работ по строительству и эксплуатации рудника, предлагаются мероприятия, сводящие до минимума степень риска для инвестора (заказчика).

Основные задачи бизнес-плана рудника: 1) определение потребности рынков сбыта в продукции проектируемого нового или реконструируемого рудника в будущем, в период его эксплуатации; обоснование достаточности качества продукции рудника в условиях рыночной конкуренции; 2) обоснование возможности обеспечения строительства и эксплуатации рудника всеми необходимыми ресурсами (материальными, трудовыми, энергетическими, финансовыми и др.); 3) обоснование эффективности работы горного предприятия при основных параметрах и технологии, обеспечивающих минимально приемлемый для инвестора (заказчика) срок окупаемости капиталовложений в проектируемый объект.

Основное содержание бизнес-плана строительства (реконструкция, расширение, техническое перевооружение) и эксплуатации рудника должно не только отражать главную суть проектируемого предприятия, его экономическое и социальное значение, но и включать в себя доказательства привлекательности этого объекта для потенциальных инвесторов.

Краткие сведения об объекте и его эффективности, а также некоторые рекламные материалы приводятся во введении бизнес-плана. Далее рассматриваются направления деятельности проектируемого рудника, его производственная мощность и срок службы, качество производимой продукции, характеристика роли и значения этого предприятия в отрасли горно-добывающей промышленности, условия конкуренции и предполагаемые потребители продукции с указанием преимуществ продукции проектируемого рудника по сравнению с другими производителями (содержание металлов и других полезных компонентов в добываемой рудной массе, ее отпускная цена и др.).

Большое внимание уделяется оценкам района строительства рудника, его инфраструктуры, анализу горно-геологических условий залегания месторождения, его масштабов и качества руд, наличия в районе необходимых для строительства и эксплуатации

трудовых, материальных, энергетических и других ресурсов, строительных материалов, железных и автодорог и т.д.

В бизнес-плане рассматриваются сроки проектирования и строительства объекта, своевременного обеспечения его ресурсами и оборудованием, объемы работ и календарный план их выполнения, величина инвестиций и источник финансирования, сроки окупаемости капиталовложений и возврата заемных средств. Отмечаются форма собственности предприятия и структура управления, рассчитывается потребность в кадрах (численность трудящихся, в том числе ИТР), рассматриваются условия оплаты труда, определяются издержки производства (себестоимость добычи, затраты на вскрытие и подготовку новых запасов, а также на содержание управленческого аппарата и коммерческих служб по сбыту продукции).

В заключительной части бизнес-плана приводятся основные технико-экономические показатели строительства и эксплуатации горного предприятия и финансовый план доходов и расходов, а также сводный прогноз доходов и расходов на весь период осуществления проекта с оценкой степени риска и рекомендациями мероприятий по обеспечению безубыточной работы рудника.

1.5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОБОСНОВАНИЯ КОНДИЦИЙ НА МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Кондиции на минеральное сырье представляют собой совокупность экономических требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим, горно-техническим и другим условиям разработки месторождений. Параметры кондиций, которые являются предельными значениями натуральных показателей для оценки и подсчета запасов, должны быть установлены на основе геологических, горно-технических, технологических и экономических данных о месторождении.

Кондиции разделяют на временные и постоянные. Временные кондиции разрабатываются на основании результатов предварительной разведки месторождений. Постоянные кондиции разрабатываются по результатам детальной разведки для новых месторождений или по результатам доразведки, эксплуатационной разведки и эксплуатационных работ для разрабатываемых месторождений.

Технико-экономические обоснования (ТЭО) постоянных кондиций осуществляются для всех детально разведанных месторождений, подлежащих разработке, в соответствии с «Инструкцией о содержании, оформлении и порядке представления в ГКЗ технико-экономических обоснований на минеральное сырье».

Разрабатываются ТЭО кондиций проектными или специализированными научно-исследовательскими институтами по заказу геологоразведочных организаций с учетом ТЭО целесообразности детальной разведки, материалов (результатов) детальной разведки, генеральной схемы развития отрасли, перспективных схем развития отдельных районов, перспектив развития горно-добывающих отраслей промышленности и др.

Для комплексных месторождений в ТЭО кондиций должны быть предусмотрены разработка и использование основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них компонентов и отходов производства.

Согласно Инструкции, ТЭО кондиций на минеральное сырье выполняется на основе материалов, характеризующих экономико-географические, геологические, горно-технические, технологические и другие особенности района, а также запасов месторождений полезных ископаемых. Прежде всего, это общие сведения о регионе месторождения, которые должны характеризовать географические данные (расположение относительно транспортных путей, рельеф местности, климат, высота над уровнем моря, сейсмичность, освоенность района, занятость населения, существующие и возможные источники тепло-, водо-, энергоснабжения), районные и специальные удорожающие или удешевляющие коэффициенты, возможность кооперирования с действующими, строящимися или проектируемыми предприятиями; наличие на площади над месторождением населенных пунктов, водоемов и водотоков, железнодорожных путей и автомагистралей (дорог), нефте- и газопроводов, сельхозобъектов, заповедников, памятников природы, культуры и истории и других объектов.

Необходимо иметь в виду наличие рынков сбыта, потребность в оцениваемых основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых в стране, в экономическом регионе и т.д., степень ее удовлетворения до вовлечения в эксплуатацию оцениваемых запасов и после, потребность в строительных материалах и возможность ее удовлетворения, в частности, за счет использования пород вскрыши, пород, образующихся при проходке выработок, других отходов, а также продуктов переработки этих пород и отходов. При этом необходимо увязывать источники удовлетворения потребностей строительства рудника (или предприятия, включая обогатительную фабрику и металлургический завод) и эксплуатации месторождения различными ресурсами со сроками строительства предприятия и его эксплуатации.

Важнейшей основой для составления ТЭО кондиций являются материалы, характеризующие запасы месторождения основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, горно-технические, гидрогеологические и другие природные условия месторождений. С этими материалами должны быть непосредственно связаны материалы, характеризующие состояние других природных ресурсов и окружающей среды в районе месторождения, а также возможные мероприятия по предотвращению нарушения окружающей среды (использование почвенного слоя и рекультивация земель, очистка атмосферы и сточных вод, складирование и захоронение промышленных отходов и т.п.) и влияния горного предприятия на систему водопользования в данном регионе.

В качестве исходных материалов должны также использоваться предварительные сведения о возможности получения земельного отвода для горного предприятия и о величине затрат, связанных с отводом (на перенос зданий, сооружений и коммуникаций, возмещение стоимости нарушаемых посевов, садов и огородов, на освоение новых земель, возмещение других видов ущерба).

1.6. ЗАДАНИЕ НА ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Составляется заказчиком проекта с привлечением проектировщика на основании полученных ранее материалов, выполненных расчетов и утвержденного акта по выбору площадки для строительства.

В задании на проектирование должны указываться: основные данные и показатели, предусмотренные в перечнях разрабатываемых проектов, утвержденных в составе планов проектно-изыскательских работ; производственная мощность рудника; номенклатура продукции; необходимо отметить особые условия проектирования и другие требования, которые должны быть решены в проекте (рабочем). Изменение производственной мощности против предусмотренной в перечнях разрабатываемых проектов, утвер-

жденных в составе двухлетних планов проектно-изыскательских работ по стройкам большой стоимости (ранее было 4 млн руб. и выше), как уже отмечалось, подлежит согласованию с Правительством РФ, а по остальным стройкам — с соответствующими органами министерств и ведомств.

Горно-добывающие министерства, ведомства, организации-заказчики должны устанавливать в заданиях на проектирование рудников требования по внедрению новой технологии и передового опыта, показатели по эффективности капиталовложений и поручать проектным организациям, специализирующимся по видам работ, разрабатывать соответствующие разделы проекта.

В случае, когда строительство горного предприятия намечено осуществлять по очередям, в задании на проектирование первой очереди должна быть предусмотрена разработка основных проектных решений, необходимых для составления схемы генерального плана, расчета стоимости строительства и определения других технико-экономических показателей объекта на его полное развитие. На каждую последующую очередь составляется и утверждается отдельное задание на проектирование.

В задании на разработку проекта (рабочего проекта) должно предусматриваться выделение проектно-сметной документации пусковых комплексов, порядок выделения в проекте пусковых комплексов и их изменения.

Вместе с утвержденным заданием на проектирование рудника заказчик выдает проектной организации утвержденный акт о выборе площадки для строительства с материалами согласования проектных предложений. В частности, архитектурно-планировочное задание, утвержденное администрацией города, области, строительный паспорт участка, содержащий основные технические данные по выбранному земельному участку, сведения о существующей застройке, подземных и наземных сооружениях, коммуникациях, технические условия на присоединение проектируемого рудника к источникам снабжения, инженерным сетям и комплексам, а также материалы по ранее проведенным инженерным изысканиям. Кроме того, передаются материалы по инвентаризации, оценочные акты и решения администрации о сносе и характере компенсации за снос зданий и сооружений. Передаются необходимые для проектирования материалы по виду выделяемого топлива, по месторождениям сырья и полузаводским его испытаниям, тех-

нические характеристики продукции предприятия, данные по оборудованию индивидуального (разового) изготовления и импортному оборудованию, отчеты по выполненным НИР, связанным с созданием новых технологических процессов и оборудования, организаций государственного надзора о состоянии водоемов, атмосферного воздуха и почвы, данные обмеров существующих на участке строительства зданий, сооружений, подземных и наземных коммуникаций и др. По объектам с продолжительностью строительства свыше двух лет, проектирование которых осуществляется без разбивки на очереди, к заданию на проектирование прикладывается соответствующее разрешение.

1.7. СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА

Согласно действующей в настоящее время «Инструкции по разработке проектов и смет для промышленности и строительства» предусматривается в одну стадию выполнять проекты со сводным сметным расчетом стоимости для технически не сложных объектов и объектов, строящихся по типовым и повторно применяемым проектам. В две стадии — 1) проект со сводным сметным расчетом стоимости, 2) рабочая документация со сметами — осуществляется проектирование всех других предприятий, в том числе крупных и сложных.

При двухстадийном проектировании после утверждения задания на проектирование первой стадией проектирования рудника является разработка проекта. Проект должен включать в себя пояснительную записку и чертежи к ней. В первой части общей пояснительной записки приводятся ссылки на основание для проектирования, излагается суть содержания проекта, кратко рассматриваются варианты, на основе которых приняты проектные решения, сроки и очередность строительства и освоения проектной мощности рудника. Выделяются также технико-экономическая часть с расчетом основных технико-экономических показателей и эффективности принятых решений; генплан, транспорт и восстановление нарушенных земель; технологическая часть с геологическим, горным, электромеханическим разделами и разделами «Автоматизация технологических процессов» и «Защита окружающей среды»; организация труда и систем управления производством (АСУП).

Кроме того, в проект рудника входят строительные части: 1) строительная; 2) организация строительства; 3) организация

подготовки и освоения мощностей; 4) сметная; 5) жилищно-гражданское строительство. К проекту прилагается паспорт по эталону, утвержденному горно-добывающим министерством.

Общая пояснительная записка должна содержать: исходные данные для проектирования, краткую характеристику будущего рудника, вариант его размещения, данные о проектной мощности рудника, запасах месторождения и качестве руды, ее технологических свойствах, показателях потерь и разубоживания руды, решения по организации, специализации, кооперации основного и вспомогательного производства; сведения о потребностях в топливе, воде, тепловой и электрической энергии, трудовых ресурсах и о возможностях обеспечения этих потребностей; оценку прогрессивности и экономичности основных проектных решений, состав предприятия, очередность строительства, сведения о пусковом комплексе, объемах горных работ; результаты выполнения экономических расчетов и оценку определения в проекте технико-экономических показателей очереди, пускового комплекса, их сравнение с показателями лучших отечественных и зарубежных рудников-аналогов; данные по экономике производства, эффективности капиталовложений и использования в проекте достижений науки и техники; сведения о проведенных согласованиях проектных решений и соблюдении требований норм, правил, инструкций и государственных стандартов, в том числе норм по взрыво- и пожаробезопасности, краткую характеристику района и площадки строительства, решения и показатели по генеральному плану, внутриплощадочному и внешнему транспорту с определением грузооборота и выбором транспортных средств, решение по инженерным сетям и коммуникациям, мероприятия по восстановлению (рекультивации) земельного участка и использованию плодородного слоя почвы с обоснованием объема работ и методов их выполнения.

В данном разделе должны быть приведены основные проектные решения, направленные на комплексное и рациональное использование полезных ископаемых, отходов производства, вторичных энергоресурсов при выпуске продукции, а также на рациональное и экономичное использование трудовых, материальных и энергетических ресурсов в строительстве с указанием отдельных показателей их расхода на производство единицы продукции, на единицу создаваемой мощности и на 1 млн руб. строительно-монтажных работ по сравнению с лучшими мировыми достижениями и показателями, установленными в задании на проектирование.

В составе пояснительной записки приводятся общие сведения о предусмотренных мероприятиях по охране окружающей природной среды, включая данные, характеризующие естественное состояние водоемов, атмосферного воздуха и почвы, сведения о количестве и качестве сточных вод и выбросов в атмосферу, а также отходов, не утилизируемых в производстве, расчетные данные, характеризующие эффективность проектируемых мероприятий и сооружений.

Среди основных чертежей к пояснительной записке: ситуационный план размещения рудника с указанием на нем существующих и проектируемых внешних коммуникаций и инженерных сетей, селитебной территории, запроектированных сооружений, устройств по очистке природных и сточных вод и выбросов в атмосферу; схема генплана, на которой должны быть нанесены существующие, проектируемые и подлежащие сносу здания и сооружения, объекты благоустройства и озеленения; принципиальные решения по внутриплощадочным инженерным и транспортным коммуникациям, трассы основных электрических сетей. При этом на плане выделяются объекты, коммуникации и сети, входящие в очереди строительства, а также пусковые комплексы, указываются планировочные отметки для определения объемов земляных работ.

Отдельно в проекте представлены технологические решения. Сведения о них содержат: краткую характеристику и обоснование решений по технологии добычи и переработки, трудоемкости добычи руды, средствам механизации, автоматизации технологических процессов и управлению производством; сравнение их с передовыми технологическими решениями отечественной и зарубежной практики; состав и оценку прогрессивности выбранного оборудования, показатели его загрузки, обоснование необходимости приобретения технологического оборудования по импорту.

В технологическую часть проекта рудника входят геологический, горный, электромеханический и другие разделы. В геологическом и горном разделах даются геологическая характеристика месторождения и осуществляется оценка обеспеченности будущего предприятия минерально-сырьевыми ресурсами (оценка запасов), уточняются или заново определяются кондиции и качество добываемой рудной массы, ее технологическая характеристика, технические вопросы горного производства. Это, прежде всего, обоснование способа разработки и границ открытых работ, уточнение

мощности и состава предприятия, выбор способов вскрытия и систем разработки, рассмотрение производственных процессов (без детальных расчетов), выбор основного оборудования и установление ориентировочной потребности в нем.

В электромеханическом разделе рассматриваются: 1) машины и механизмы для эксплуатационной разведки, проходки выработок и очистных работ; 2) подземный транспорт с коэффициентом резерва 1,25; 3) подъем (с учетом коэффициента неравномерности 1,25 для скипового и 1,4 для клетьевого); 4) вентиляция с определением потребного количества воздуха по расходу ВВ или по пылевому фактору (если породы содержат диоксида кремния более 10 %), выбором схемы вентиляции, вентиляторов, орошающих устройств, калориферов; 5) пневматическое хозяйство с расчетом потребности в сжатом воздухе и воздухопроводной сети, выбором компрессоров, воздухосборников (с учетом 10—20 % на потери); здесь же определяются потребность в коронках, штангах, заточных и заправочных станках и проектируется снабжение буровых станков и перфораторов водой для промывки; 6) водоотлив, насосные камеры (проектируются на срок не более 15—20 лет); 7) электроснабжение с определением мощности приемной поверхностной и подземной подстанции, выбором оборудования, аппаратуры, кабелей и электроматериалов; рассматривается слаботочное хозяйство — телефонная, диспетчерская и другие виды связи и сигнализации. В технологической части имеются также разделы по автоматизации производственных процессов, технике безопасности, горно-спасательной и противопожарной службе, охране окружающей среды, АСУП и т.д.

Разрабатываются также календарный план, укрупненные сетевые графики на выполнение проектных работ и отдельных этапов строительства, изготовления и поставки оборудования. Для освещения всех этих вопросов пояснительная записка составляется кратко и четко без излишних подробностей и повторений. Не допускается производить алгебраические и арифметические выкладки. Пояснительная записка должна содержать ссылки на исходные материалы и необходимые иллюстрации (фото, графики, схемы), а также данные о составе проекта (перечень чертежей и приложений).

В проекте дается обоснование потребности в топливе, воде, электроэнергии, уточняются источники снабжения, осуществляются выбор типа зданий и материалов для их строительства, сравни-

ваются варианты выбора площадок для промышленного и гражданского строительства, разрабатываются генпланы с внешним транспортом, мероприятия по охране природы и рекультивации земель, а также приводятся общий план развертывания производства и рекультивации земель и общий план развертывания производства с обоснованием сроков и очередности строительства, определяются общая сметная стоимость строительства и другие основные технико-экономические показатели проектируемого рудника, обосновывается численность производственного персонала рудника, принципиальные решения по НОТ. Основные технические решения по АСУ ТП разрабатываются в соответствии с «Общеотраслевыми руководящими методическими материалами по созданию АСУ ТП в отраслях промышленности» (ОРММ АСУ ТП), утвержденными федеральными органами, а решения по АСУ предприятием разрабатываются в соответствии с «Общеотраслевыми руководящими материалами по созданию АСУП». Здесь же рассматриваются мероприятия по охране окружающей природной среды, даются соображения по освоению проектных мощностей в нормативные сроки, топливно-энергетический и материальный балансы технологических процессов с учетом всех твердых и жидкообразных отходов производства и решения по максимально полному использованию каждого из этих отходов.

Основные чертежи технологической части: планы и разрезы по месторождению, принципиальные схемы вскрытия, подготовки и систем разработки, механизации горных работ, размещения оборудования и транспортных средств; схемы доставки и подъема руды и других грузопотоков; схемы функциональной и организационной структуры горнорудного предприятия; структурная схема комплекса горного оборудования и других технических средств; схемы автоматизации процессов добычи и переработки руды, принципиальные схемы электроснабжения предприятия; схемы трасс магистральных и распределительных тепловых сетей; принципиальные схемы организационной связи и сигнализации. В случае использования типовых проектов при необходимости приводятся каталожные листы на эти проекты, а для повторно применяемых экономичных индивидуальных проектов — основные чертежи, входящие в состав этих проектов.

Строительные решения включают в себя: краткое описание и обоснование основных архитектурно-строительных решений по зданиям и сооружениям с оценкой прогрессивности этих решений,

обоснованных принципиальных решений по освещенности рабочих мест, снижению производственных шумов и вибраций, бытовому и санитарному обслуживанию работ, мероприятия по электро-, взрыво- и пожаробезопасности, защите строительных конструкций от коррозии, основных решений по водоснабжению, канализации, отоплению, вентиляции и кондиционированию воздуха, перечни примененных типовых и повторно используемых экономичных проектов с краткой их характеристикой, решения по объектам гражданской обороны.

Основные чертежи строительной части содержат: планы и разрезы горных выработок, планы, разрезы и фасады зданий и сооружений, строящихся по индивидуальным проектам, со схематическим изображением несущих и ограждающих конструкций, по типовым проектам — каталожные листы типовых проектов и по повторно применяемым экономичным индивидуальным проектам — основные чертежи; схемы трасс внешних инженерных и транспортных коммуникаций (указываются, как правило, на ситуационном плане), планы и профили трасс внутриплощадочных сетей и сооружений на них. В случаях, когда это предусмотрено заданием на проектирование, представляются макеты или другие демонстрационные материалы. Приводятся также материалы разделов «Организация строительства», а также сметная документация и паспорт проекта.

В проекте должны быть приведены заказные спецификации, составленные по установленной форме, необходимые для размещения заказов на горно-технологическое, энергетическое, подъемно-транспортное, насосно-компрессорное и другое оборудование, на изготовление которого необходимо длительное время, а также на оборудование, исходные данные по которому проектные организации получают от заводов-изготовителей; ведомости, составленные по укрупненной номенклатуре; на остальное серийно изготавливаемое оборудование, включая нетиповое и нестандартное, но разрабатываемое в соответствии с ГОСТами.

Когда для осуществления принятых в производство технических решений необходимо выполнение научно-исследовательских, эксплуатационных или опытных работ, в материалах проекта приводится их перечень с краткой характеристикой и обоснованием их необходимости.

Проект горно-добывающего предприятия с подземным способом разработки, как правило, состоит из 10—12 томов. Каждый том включает в себя нескольких книг, каждая книга — несколько глав. Приведем примерное содержание проекта.

Том I. Общая характеристика предприятия (книги: пояснительная записка, паспорт проекта, технико-экономическая часть).

Глава I. Потребность в руде и производственная мощность проектируемого предприятия.
Глава II. Характеристика региона и экономическая оценка ресурсов месторождения.
Глава III. Современное состояние предприятия (для расширяемых и реконструируемых предприятий).
Глава IV. Краткая характеристика технологических решений. Тепло-, энерго- и водоснабжение.
Глава V. Капитальные вложения. Основные производственные фонды и оборотные средства.
Глава VI. Численность промышленно-производственного персонала и производительность труда.
Глава VII. Эксплуатационные расходы на добычу и рудоподготовку, себестоимость товарной продукции.
Глава VIII. Прибыль и рентабельность предприятия.
Глава IX. Экономическая эффективность строительства предприятия.

Том II. Технологическая часть.

Книга I. Геологическая и горно-техническая характеристики месторождения.
Глава I. Геологическая характеристика месторождения.
Глава II. Количественные и качественные характеристики запасов полезных ископаемых.
Глава III. Гидрогеологическая и инженерно-геологическая характеристики месторождения. Водопритоки в горные выработки.
Глава IV. Дополнительная и эксплуатационная разведка.
Глава V. Производственная мощность и срок существования рудника.
Глава VI. Вскрытие месторождения.
Глава VII. Горно-капитальные работы.
Глава VIII. Системы разработки.
Глава IX. Горно-подготовительные работы.
Глава X. Очистные работы.
Глава XI. Календарный план рудника.
Глава XII. Проветривание рудника.
Глава XIII. Внутришахтный транспорт.
Глава XIV. Склады взрывчатых веществ.
Глава XV. Подъем.
Глава XVI. Водоотлив.
Глава XVII. Техника безопасности.
Глава XVIII. Технико-экономические показатели по горной части.

Книга 2. Горно-механические установки.

Книга 3. Генеральный план и внешний транспорт.

Книга 4. Электрооборудование и электроснабжение.

Книга 5. Ремонтное и складское хозяйство.

Если в составе предприятия предусматривается иметь дробильно-сортировочное хозяйство, то в отдельной книге даются следующие материалы:

Глава I. Технологическая характеристика добываемых полезных ископаемых.
Глава II Технологическая схема обработки руды.
Глава III. Производственная мощность дробильно-сортировочного цеха и режим его работы.
Глава IV. Оборудование дробильно-сортировочного цеха.
Глава V. Погрузочные бункера и усреднительные склады.
Глава VI. Состав дробильно-сортировочного цеха.
Глава VII. Технико-экономические показатели.

1.8. РАБОЧИЙ ПРОЕКТ

Рабочий проект на строительство предприятий или их очередей основан на широком использовании типовых и повторно применяемых экономичных индивидуальных проектов.

В соответствии с эталоном он состоит из введения, технико-экономической справки и следующих частей: геологической, технологической (горной), горно-механической, обогатительной, энергетической, генерального плана и транспорта, строительной, охраны окружающей среды, мероприятий по гражданской обороне, сметной, экономической, организации строительства. В общей пояснительной записке приводятся исходные данные для проектирования, материалы по обоснованию выбора площадки для строительства, сведения о проектной мощности рудника, запасах месторождения и качестве руды, показателях использования недр, об организации, специализации и кооперировании производств, данные о потребности в топливе, воде, тепло- и электроэнергии, трудовых ресурсах и сведения о возможности обеспечения этой потребности, сведения о составе предприятия, очередности строительства и пусковых комплексах, основных технико-экономических показателях запроектированного рудника (включая очереди и пусковые комплексы), в том числе показатели удельных расходов материальных, энергетических и трудовых ресурсов на единицу годовой добычи и 1 млн руб. строительно-монтажных работ и сравнение их с лучшими отечественными и зарубежными аналогами (в табличной форме), сведения по генеральному плану, внутриплощадочному и внешнему транспорту, мероприятия по восстановлению (рекультивации) земельного участка и использованию плодородного слоя почвы, решения по АСУП и АСУ ТП, электроснабжению и электрооборудованию, тепло-, водоснабжению и канализации, охране окружающей природной среды, результаты расчетов и данные о потребностях в жилищно-гражданском строительстве, мероприятия по гражданской обороне, сведения о выполненных проектных решениях и их соответствии действующим нормам и правилам по проектированию и строительству.

Основные чертежи пояснительной записки: планы и разрезы по месторождению, ситуационный план размещения предприятия (рудника, обогатительной фабрики) с указанием на нем горных выработок, внешних коммуникаций, инженерных сетей, селитебной территории, сооружений и устройств по очистке сточных вод и выбросов в атмосферу; генеральный план, на который нанесены существующие, проектируемые и подлежащие сносу здания и сооружения, объекты благоустройства и озеленения, внутриплощадочные и инженерные транспортные коммуникации.

При этом на генплане выделяются горные выработки, объекты и коммуникации, входящие в пусковые комплексы, и указываются планировочные отметки для определения объемов земляных работ; даются общая структурная схема управления рудником, схема функциональной и организационной структуры; структурная схема комплекса горного оборудования и других технических средств; схема автоматизации технологических процессов добычи и переработки руды; план земельного участка с нанесенными на нем объектами и инженерными сетями и коммуникациями; мероприятия по восстановлению земельного участка; принципиальная схема электроснабжения рудника; перечень (в табличной форме) горных выработок, зданий и сооружении, которые намечено строить по типовым и повторно применяемым проектам с краткой технической характеристикой и схематическим изображением их планов и разрезов.

В необходимых случаях приводятся чертежи, разработанные при привязке типовых и повторно применяемых индивидуальных проектов горных выработок, зданий и сооружений; планы и профили трасс внешних и внутриплощадочных инженерных сетей и коммуникаций. Приводятся также разделы «Организация строительства и сметная документация», паспорт рабочего проекта (по установленной форме).

Рабочий проект на строительство несложных предприятий или их очередей должен состоять из следующих разделов.

В общей пояснительной записке содержатся, кроме ранее приведенных материалов, характеристика и оценка основных проектных решений в части:

- ♦ рекомендуемой технологии разработки, выбранного горного оборудования и связанных с ними горных работ, планировочных, строительных и других решений (при применении импортного технологического оборудования приводятся необходимые обоснования); количества и качества добываемых руд; рационального и комплексного использования запасов полезных ископаемых, сырья, материалов, топлива, энергии и других ресурсов предприятия: мероприятий по использованию отходов производства и вторичных ресурсов;
- ♦ организации, специализации и кооперирования основных и вспомогательных производств с учетом намеченного развития производственного объединения, в состав которого входит проектируемый рудник; научной организации труда и механизации производственных процессов, автоматизации процессов добычи и переработки, создания АСУ ТП и АСУП.

Кроме того, даются чертежи: планы и разрезы по месторождению, принципиальная схема технологических процессов добычи и переработки; технологические схемы компоновки и расстановки основного горного оборудования и транспортных средств; схемы автоматизации технологических процессов, электроснабжения и др.; чертежи по защите технологического оборудования и трубопроводов от коррозии, чертежи по теплоизоляции.

Приводятся также строительные решения по проведению и креплению выработок, планы, разрезы и фасады индивидуальных зданий и сооружений, перечень (в табличной форме) зданий и сооружений, которые намечено строить по типовым и повторно применяемым проектам, с краткой технической характеристикой и схематическим изображением основных планов и разрезов; схемы, планы и профили трасс основных внешних и внутриплощадочных коммуникаций.

Так же, как и в проекте, в рабочем проекте даны разделы по организации строительства и сметной документации, а также паспорт рабочего проекта. Проектно-сметные материалы представляются на экспертизу и утверждение.

Рабочий проект на техническое перевооружение (без расширения производственных площадей) разрабатывается для отдельных объектов или видов работ в соответствии с планом технического развития объединения (предприятия). Он содержит пояснительную записку с краткой характеристикой месторождения и рудника и намечаемых решений по применению новой техники и технологии производства, данные о новом и модернизируемом оборудовании, мероприятиях по защите окружающей среды, взрыво-, пожаробезопасности и охране труда; данные об объемах строительных и монтажных работ, результаты расчетов экономической эффективности намеченных решений и соответствие этих решений нормам, правилам по проектированию и строительству, а также требованиям органов государственного надзора; сводный сметный расчет стоимости; рабочую документацию, разработанную в соответствии с требованиями стандартов (СПДС), на весь объем строительных и монтажных работ, предусмотренных рабочим проектом, спецификацию на оборудование, а также сметы.

1.9. РАБОЧАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

В рабочей документации осуществляются необходимые для производства горно-проходческих и строительно-монтажных работ и составления смет уточнения и детализация предусмотренных проектом решений, которые могут возникнуть в связи с изменением (уточнением) горно-геологических и горно-технических условий месторождения, источников поставки оборудования и его видов, изменения ресурсного обеспечения и др. Разрабатывается она параллельно с разработкой проектно-сметной документации. В состав рабочей документации для строительства рудника входят:

- ♦ рабочие чертежи, разрабатываемые в соответствии с требованиями стандартов и системы проектной документации строительства (СПДС);
- ♦ сметы, составляемые в соответствии с действующей инструкцией и методическими указаниями по определению стоимости строительства;
- ♦ ведомости объемов строительных и монтажных работ;

♦ ведомости и сводные ведомости потребности в материальных ресурсах, составляемые в установленном порядке;

♦ расчеты показателей изменения сметной стоимости строительно-монтажных работ, затрат труда и расхода основных строительных материалов;

♦ спецификации оборудования, составленные по форме, установленной стандартом СПДС, опросные листы и габаритные чертежи; проектно-сметная документация на строительство объектов, входящих в пусковой комплекс, в установленном составе и необходимых объемах;

♦ исходные требования к документации на индивидуально изготовляемое оборудование, по которому они не разрабатывались в проекте;

♦ паспорта строительных рабочих чертежей капитальных горных выработок, зданий и сооружений, составленные по установленным ГОСТам и СПДС формам.

Рабочие чертежи включают в себя:

♦ заглавный лист с перечнем чертежей; чертежи генерального плана с нанесенными на них подземными выработками и наземными коммуникациями, транспортными путями, зданиями и сооружениями, складскими хозяйствами, мероприятиями по благоустройству и озеленению территории;

♦ чертежи вскрытия и подготовки месторождения, систем разработки и добычных комплексов;

♦ чертежи армировки стволов, околоствольных дворов, устройства транспортных узлов и средств техники безопасности;

♦ календарный план строительства и разработки месторождения;

♦ чертежи, предназначенные для производства строительно-монтажных работ;

♦ чертежи (планы и разрезы) установки технологического, транспортного, энергетического и другого оборудования и связанных с ним коммуникаций, конструкций, устройств и схем технологических трубопроводов с чертежами тепловой изоляции, чертежи сооружений и устройств, связанных с охраной окружающей природной среды, труда и техникой безопасности, а также выполнением мероприятий по восстановлению (рекультивации) нарушенных земель; чертежи (планы, разрезы, профили трасс, схемы) сетей и устройств тепло-, газо-, электроснабжения, электрооборудования, автоматизации технологических процессов и управления предприятием, связи и сигнализации других сетей и устройств;

♦ чертежи элементов строительных конструкций (при отсутствии типовых);

♦ эскизные чертежи общих видов нетиповых технологических, энергетических и других устройств и конструкций, а также нестандартизированного оборудования.

По решению инстанции, утвердившей проект (рабочий проект), в состав рабочих чертежей для строительства объектов включаются рабочие чертежи сложных нетиповых временных сооружений и коммуникаций (водо-, энерго- и теплоснабжения железных дорог и автотрасс, морских и речных причалов, переправ и т.д.). Чертежи других нетиповых временных зданий и сооружений выполняют проектировщики строительно-монтажных организаций в составе проекта строительно-монтажных работ.

Спецификации составляются и оформляются в виде сборника для каждой выработки, каждого здания и сооружения на все виды поставляемого заказчиком оборудования (включая нестандартизированное), приборы, средства контроля, автоматизации и связи, кабельные и другие изделия — по установленной номенклатуре.

Государственные отраслевые и республиканские стандарты, чертежи типовых конструкций, изделий и узлов, на которые имеются ссылки в рабочей документации, а также типовые проекты временных сооружений проектной организацией заказчику не выдаются. Для разработки рабочей документации заказчик выдает проектной организации исходные данные по заказываемому им оборудованию индивидуального изготовления, в том числе по оборудованию разового заказа с длительным циклом изготовления, головному образцу и импортному оборудованию (монтажные чертежи оборудования, в том числе фундаментов под основное и вспомогательное, подземных коммуникаций и сооружений, а также данные о потребности в энергоресурсах, чертежи обслуживаемых

площадок и ограждений в пределах этого оборудования). Исходные данные по серийному оборудованию проектные организации принимают по промышленным каталогам и другим информационным материалам. При разработке рабочей документации проектная организация осуществляет необходимую доработку и конкретизацию принципиальных технологических, архитектурных и других решений, принятых в утвержденном проекте (рабочем проекте).

Рабочая документация разрабатывается в целом на строительство рудника, зданий, сооружений или их очередей с продолжительностью строительства до двух лет, а при большей продолжительности — на годовой объем строительно-монтажных работ и выдается заказчику после утверждения проекта (рабочего проекта).

Чертежи общих видов подписываются исполнителем, руководителем группы, начальником отдела, главным инженером проекта и специалистом, осуществляющим контроль, а остальные чертежи – исполнителем, руководителем группы, начальником отдела и специалистом, осуществляющим нормоконтроль.

1.10. СМЕТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

В сметной части проекта (рабочего проекта) приводятся сводный сметный расчет стоимости строительства рудника, сметные расчеты стоимости отдельных объектов строительства, затрат на приобретение и монтаж оборудования, единичные расценки на отдельные виды работ и т.д.

Сметная документация составляется для определения стоимости строительства проектируемого или реконструируемого рудника и состоит из следующих материалов.

1. Сводная смета, которая составляется на основании смет на отдельные объекты и виды работ. В ней дается в виде установленных форм расчет общей стоимости строительства предприятия по техническому (техно-рабочему) проекту. Состоит сводная смета из двух частей и нескольких глав (табл 1.1).

2. Сводная смета затрат и сметы на отдельные объекты и виды работ составляются по формам, которые даны в «Инструкции по разработке проектов и смет для промышленного строительства».

3. Сметная стоимость строительства отдельных объектов составляется по форме № 2 и может уточняться в пределах общей стоимости за счет сумм на непредвиденные работы.

Таблица 1.1

Глава	Статьи затрат
Часть I	
I. Подготовка территории строительства рудника	Отвод земельного участка, снос строений и возмещение убытка, планирование площадей, осушение и др.
II. Объекты основного производственного назначения	Горно-капитальные выработки, подготовительные выработки, механизация работ, ВШ транспорт, подъем, транспорт на поверхности, склады руды
III. Объекты подсобного и обслуживающего назначения	Водоотлив, вентиляция, закладочное хозяйство, техника безопасности, промсанитария, мастерские, административно-бытовой комбинат, склады, культурно-бытовое обслуживание рабочих, столовые, клубы, медпункты и т.п.
IV. Объекты энергетического хозяйства	Объекты электрической, пневматической, тепловой энергии
V. Объекты транспортного хозяйства	Железнодорожное хозяйство, автомобильные дороги к хозяйству, телефонная связь
VI. Водопровод, канализация, тепло- и газификация	Внешние трубопроводы, канализация, тепло- и газопроводы
VII. Благоустройство промплощадки	Дороги в пределах шахтного двора, озеленение, ограждение, водоотливные канавки
VIII. Прочие работы	Научно-исследовательские, геолого-разведочные, маркшейдерские работы
Часть II	
IX. Содержание дирекции строящегося предприятия	Затраты на содержание дирекции строящегося предприятия
X. Подготовка кадров	Затраты на подготовку кадров
XI. Проектные и изыскательские работы и затраты (% от общей суммы)	Затраты на проектно-изыскательские работы
XII. Непредвиденные расходы	Непредвиденные затраты

4. Сметы по форме № 3 даются на отдельные виды строительных и специальных работ. В частности, по этой форме производятся сметные расчеты по определению отдельных видов затрат (компенсация в связи с изъятием земли под застройку, затраты по организационному набору рабочих, а также затраты, связанные с применением льгот и доплат, установленных специальными решениями правительства, и т.п.).

5. Смета по форме № 4 составляется на приобретение оборудования для каждого объекта и стоимость работ по его монтажу.

6. Затраты на жилищно-гражданское строительство даются отдельно в сметной сводке по форме № 1а.

7. Сметы на отдельные объекты (здания, сооружения, горные выработки и др.), входящие в комплекс проектируемого предприятия, приводятся по следующим формам:

а) единичная расценка и каталог единичных расценок по формам № 5 и № 5а на строительные и монтажные работы, отсутствующие в сборниках единичных расценок и в ценниках на монтаж и оборудование;

б) калькуляция стоимости материалов и изделий (франко-приобъектный склад) дается по форме № 6, калькуляция транспортных расходов — по форме № 7;

в) сметы на проектные и изыскательские работы составляются по специальной инструкции о порядке составления этих смет;

г) сметные расчеты стоимости научно-исследовательских и экспериментальных работ производятся в соответствии с формой № 3;

д) стоимость строительства общих для групп предприятий объектов (вспомогательных производств и хозяйств, подъездных железных и автомобильных дорог, сетей энергоснабжения, канализации и т.п.) определяется по отдельной сводной смете, проекту на эти объекты и распределению их между предприятиями-дольщиками пропорционально потребностям в продукции или услугам общих объектов;

е) отдельно учитываются затраты по долевому участию в строительстве, возвратные суммы (ликвидная часть стоимости временных зданий и сооружений, стоимость материалов, полученных от разборки сносимых зданий, реализация попутной добычи камня, гравия, руды, угля, леса и др.).

На основе определения всех этих видов затрат и составляется сводный сметно-финансовый расчет, в котором предусматривают расходы на исследования в период строительства, а также указывается сумма, резервируемая на выполнение непредвиденных работ.

По материалам сметной части определяется общая стоимость (величина капитальных затрат) строительства и затраты на 1 т годовой добычи (удельные капитальные вложения).

Исходными данными для составления смет служат:

1. Объемы работ, определяемые техническими расчетами в проекте.
2. Нормативы на расходование рабочей силы, материалов, на накладные расходы; нормативы, регламентирующие работу механизмов.
3. Ставки зарплаты с учетом различных надбавок и коэффициентов.
4. Отпускные цены, включая цены на материалы (с транспортными и погрузочно-разгрузочными работами), на электроэнергию, топливо, воду, сжатый воздух.
5. Нормы технологического проектирования и т.д.
6. Укрупненные строительные нормы (УСН).
7. Единые районные единичные расценки (ЕРЕР).
8. Единичные нормы и расценки, тарифно-квалификационные справочники (ЕНиР и ТКС).

Например, расценки на горно-проходческие работы можно найти в «Единых районных единичных расценках». На ряде предприятий на основе единых расценок разработаны свои расценки, учитывающие особенности этих предприятий (геологические, климатические, транспортные и др.).

Смета на строительство до утверждения должна согласовываться заказчиком, при участии проектного института, с подрядными организациями и приниматься ими до начала строительства в течение не более 30 дней (45 дней по особо крупным объектам).

В экономической части проекта (рабочего проекта) приводятся анализ величины капитальных затрат (сводная смета) на строительство предприятия, расчет численности трудящихся и фонда зарплаты, расчеты себестоимости добычи 1 т руды, прибыли, рентабельности. Дается обоснование экономической целесооб-

разности строительства рудника на данном месторождении и принятой технологии горных работ. Приводится характеристика сырьевой базы (запасы, промышленная оценка руд, установленный промминимум и др.), экономических и географических условий района строительства и эксплуатации рудника, дается краткое обоснование главных технологических решений (масштаб добычи, способ разработки, принятые системы и технология горных работ и др.), определяющих экономичность разработки месторождения. Здесь же даются краткие сведения о транспортных путях, водных и энергетических ресурсах, обеспеченности кадрами, а также анализ экономической эффективности капиталовложений и рентабельности производства.

В этой части проекта рассчитываются потребность штатов трудящихся (рабочих кадров и ИТР), а также фонд заработной платы и производительность труда. Численность трудящихся подсчитывается на основе данных технологической части по следующим видам работ и категориям трудящихся:

1) подземные работы;

2) служащие и вспомогательный персонал.

На очистных работах численность рабочих базируется на основе размера суточной добычи полезного ископаемого, количества одновременно действующих забоев и числа рабочих в комплексных бригадах. На проходческих работах численность рабочих определяется аналогично. Количество остальных подземных и поверхностных рабочих устанавливается по нормам обслуживания отдельных агрегатов, а также задалживаемых на разных работах с расстановкой по соответствующим местам.

Число инженерно-технических работников и младшего обслуживающего персонала подсчитывается на основе штатного расписания (в процентном отношении от общего числа рабочих). Списочный состав трудящихся определяется с учетом отпусков, невыходов по болезни, выполнения общественных обязанностей и др. Производительность труда исчисляется тоннах или кубических метрах добытого полезного ископаемого за смену в среднем на одного рабочего: 1) забойного по очистной выемке вместе с подготовительно-нарезными выработками; 2) подземного; 3) по руднику в целом.

Калькуляцию себестоимости 1 т добытой рудной массы составляют как по элементам затрат, так и по отдельным производ-

ственным процессам. В подсчет себестоимости по элементам затрат входят: основная зарплата, материалы, энергетические затраты, погашение горно-подготовительных работ (ГПР), текущий ремонт, амортизация, погашение геологоразведочных работ. Кроме того, добавляются: дополнительная зарплата, затраты на охрану труда, общешахтные (общерудничные) и прочие расходы. Фонд зарплаты подсчитывается с учетом районных коэффициентов по отдельным группам трудящихся. Сводный расчет стоимости материалов, энергетических затрат, расходов на текущий ремонт, погашение ГПР и амортизацию приводится в формах (таблицах) установленного образца.

В экономической части даются основные технико-экономические показатели и их сравнение с показателями действующих предприятий (отечественных и зарубежных), особенно передовых, для оценки сравнительной эффективности намеченного строительства.

1.11. СОГЛАСОВАНИЕ И УТВЕРЖДЕНИЕ ПРОЕКТНО-СМЕТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ

Материалы проекта (рабочего проекта), представляемые на утверждение, подписываются:

титульный лист общей пояснительной записки — директором, главным инженером института, главным инженером проекта, а схема генерального плана, кроме того, начальником отдела, исполнителем;

другие материалы — подписываются главным инженером проекта, начальником отдела, нормоконтролем и исполнителем; сметная документация — должностными лицами, указанными в формах.

Проект (рабочий проект) и рабочая документация передаются генпроектировщиком заказчику в основном в 4-х экз. и субподрядным проектировщиком генеральному пректировщику — в 5-ти экз. Число объектных и локальных смет — на 1 экз. больше.

Проектно-сметная документация на строительство рудника, разработанная в соответствии с нормами, правилами, инструкциями и государственными стандартами (что удостоверяется записью главного инженера проекта), согласованию с органами государственного надзора не подлежит. Рабочие чертежи, разработанные в

составе рабочей документации в соответствии с утвержденным проектом (рабочим проектом), также не подлежат согласованию. С органами государственного надзора и заинтересованными организациями (заказчиком, подрядными организациями) согласовывается документация, выполненная с обоснованными отступлениями от действующих норм, правил и инструкций, а также с отступлениями от решений, принятых при выборе площадки строительства, от принятых условий на присоединение рудника к инженерным и транспортным коммуникациям.

Согласование проектных решений органами государственного надзора должно осуществляться в одной инстанции в срок до 15 дней, а в отдельных случаях — до 30 дней.

Заказчик проекта согласовывает с генподрядчиком раздел проекта «Организация строительства», сметы, составленные по рабочим чертежам, а также сводный сметный расчет. При этом, если генподрядчик не дает замечаний в течение 45 дней со дня получения раздела проекта, то проект считается согласованным и может быть утвержден заказчиком. В случае получения замечаний заказчик поручает генпроектировщику сделать исправления в месячный срок. Перед утверждением проект (рабочий проект) обычно направляется на экспертизу в компетентные организации. После одобрения в горно-добывающем министерстве, корпорации, ведомстве проект передается на государственную экспертизу в Госстрой РФ.

После этой экспертизы проекты (рабочие проекты) утверждаются в горно-добывающем министерстве.

Проекты на строительство наиболее крупных объектов утверждаются Правительством РФ по представлению министерств и ведомств и правительств республик согласно перечням объектов, включенных в схемы развития отраслей промышленности.

Другие проекты после экспертизы утверждаются:

а) по объектам меньшей стоимостью на полное развитие, но не меньше установленной (ранее это было 4 млн руб. и выше), министерствами и ведомствами РФ и советами министров республик в составе РФ;

б) по объектам, стоимостью менее установленной (ранее это было менее 4 млн руб.), в порядке, установленном министерством, ведомством РФ или правительством республики в составе РФ.

Проект (рабочий проект) утверждается приказом, постановлением, распоряжением министерства, ведомства, правительства республики с указанием следующих данных по предприятию.

1) наименование предприятия (рудника), его месторасположение;

2) характер строительства (новый рудник, расширение, реконструкция, техническое перевооружение);

3) годовая добыча рудника (т/год) и годовой объем товарной продукции (в натуральном выражении и в млн руб.);

4) общая сметная стоимость строительства, в том числе:

а) сметная стоимость строительно-монтажных работ;

б) объектов производственного назначения;

в) объектов жилищно-гражданского назначения;

г) объектов здравоохранения, культуры, просвещения;

д) объектов строительной индустрии;

5) стоимость основных фондов, вводимых в действие: всего и по объектам производственного назначения, а также выбывающих в процессе строительства;

6) удельные капиталовложения на единицу годовой добычи;

7) численность работающих;

8) производительность труда (тыс. руб/год);

9) фондоотдача в рублях продукции на 1 руб. вводимых в действие основных фондов по объектам производственного назначения;

10) эксплуатационные затраты (руб/год);

11) прибыль (руб/год);

12) рентабельность производства;

13) срок окупаемости капитальных вложений;

14) продолжительность строительства.

Утвержденный проект является основанием для планирования и финансирования строительства рудника, заказа основного оборудования, а также заключения договора подряда на капитальное строительство.

Если предусматривается ввод предприятия в целом или его очередей отдельными пусковыми комплексами, то в проекте (рабочем проекте) должны определяться эти пусковые комплексы. В их состав включаются объекты основного производственного, вспомогательного и обслуживающего назначения, энерге-

тического, транспортного и складского хозяйства, связи, инженерные коммуникации и очистные сооружения, обеспечивающие выпуск продукции в установленном объеме и полную переработку отходов производства, нормальные санитарно-бытовые условия для работающих, а также объекты и мероприятия по защите окружающей среды.

Проектно-изыскательские работы должны выполняться, как правило, с применением современных экономико-математических методов, средств вычислительной и организационной техники, а также других прогрессивных методов (при необходимости и макетного) и средств составления, размножения, хранения и поиска проектных материалов, способствующих сокращению продолжительности проектирования и снижению затрат на выполнение работ, повышению производительности труда проектантов и качества проектов.

ГЛАВА 2

МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ РУДНИКОВ

2.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В силу сложности горно-геологических условий, огромного разнообразия задач, а также необходимости комплексного решения при проектировании рудников большого числа задач различной сложности и характера требуется применять очень много разных методов решения.

Наиболее широко в практике проектирования рудников используются следующие основные методы решения технических и технико-экономических задач: 1) директивные указания; 2) вариантов; 3) специальных производственных или лабораторных экспериментов; 4) аналогии; 5) моделирования технологических, конструктивных и архитектурно-строительных решений; 6) аналитические; 7) графический и графоаналитический; 8) статистические; 9) прогнозирования; 10) балансовый (отраслевого баланса); 11) логических рассуждений; 12) вероятностные; 13) экономико-математического моделирования, система автоматизированного проектирования (САПР) и др.

Сложность, комплексность и взаимосвязь различных задач требуют в большинстве случаев применения одновременно нескольких методов.

На первой стадии предварительного выбора вариантов для дальнейшего сравнения применяют методы аналогии, логических рассуждений, на основе директивных указаний. Следующая стадия предварительного сравнения осуществляется с помощью аналитического, графического и графоаналитического методов, а также метода моделирования. И третья — окончательный выбор на основе метода вариантов, отраслевого баланса, вероятностного метода, экономико-математического моделирования. Многие из этих методов могут применяться совместно, дополняя друг друга.

2.2. ДИРЕКТИВНЫЕ УКАЗАНИЯ. МЕТОД ВАРИАНТОВ. МЕТОДЫ ЭКСПЕРИМЕНТОВ. МЕТОДЫ АНАЛОГИИ И ЛОГИЧЕСКИХ РАССУЖДЕНИЙ

Директивные указания по ряду задач проектирования рудника обычно оговариваются в задании на проектирование. В числе таких задач может быть обоснование стадийности строительства, производственная мощность предприятия, ограниченная по капитальным затратам, по затратам трудовых ресурсов и т.д. Для проектантов такие задачи являются решенными, а ограничения — обязательными при выполнении проектных работ. Директивные указания, заложенные в задание на проектирование, как правило, обоснованы и вытекают из ранее выполненных расчетов (ТЭО и ТЭР), исследований и других материалов, положенных в основу утвержденных схем развития и размещения отраслей народного хозяйства и промышленности, а также схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам и республикам.

Метод вариантов — наиболее надежный и широко применяемый в практике проектирования рудников. Любая задача, независимо от ее важности и сложности, характера, масштабности, уровня иерархии и комплексности может быть решена на основе сравнения вариантов. Суть метода заключается в том, что для решения любой задачи выбирается несколько наиболее вероятных, безопасных и пригодных для использования вариантов, для них разрабатываются проектные решения, обосновываются общие для всех критерии цели. По этим критериям определяется экономическая эффективность каждого варианта и осуществляется выбор наиболее эффективного (оптимального) варианта.

Метод вариантов обычно используется при выборе способов и систем разработки, способов и схем вскрытия и подготовки, при определении производственной мощности рудника и границ открытых работ, выборе рациональной техники и технологии и др. Кроме того, метод вариантов применяется для определения бортового содержания при составлении технико-экономических обоснований (ТЭО) кондиций на минеральное сырье, для выбора промплощадки, компоновки генерального плана предприятия и др. На базе метода вариантов решаются все основные вопросы проекта

горного предприятия. Универсальность и надежность метода вариантов — главные его достоинства.

Рассмотрим важнейшие правила и условия успешного применения метода вариантов. Прежде всего — правильный выбор вариантов для сравнения, который должен основываться на глубоком анализе условий задачи и горно-геологических условий месторождения. Второе важнейшее условие — это выбор наиболее полно отвечающих условию и характеру задачи критериев оценки, состава объемов горных и строительно-монтажных работ, а также затрат на их выполнение. Важно также иметь в виду, что чем больше число вариантов, тем выше точность, поэтому число вариантов должно быть достаточно большим, но не чрезмерным из-за роста трудоемкости расчетов. Точность и сопоставимость исходных данных должна обеспечивать необходимую достоверность результатов. Варианты должны оцениваться и сопоставляться по абсолютной и относительной величинам критерия сравнения. Как правило, результаты расчетов сводятся в таблицу.

Выполнение первых двух условий в очень значительной степени зависит от уровня квалификации и творческих способностей специалистов. При отсутствии уровня возможны потери эффективных вариантов и принципиально неверные выводы.

Все сравниваемые результаты должны быть приведены в сопоставимый вид по всем признакам (объему продукции, ее составу, качеству, срокам изготовления, а также социальным эффектам, включая охрану окружающей среды), кроме признака, эффективность которого определяется.

В зависимости от характера и уровня решения задачи в качестве критерия могут быть приняты как натуральные показатели (запасы руды, количество добываемой рудной массы, содержание в ней полезных и вредных компонентов, потери и разубоживание руды, производительность труда, удельный расход ВВ на отбойку, извлечение металлов при переработке рудной массы на обогатительной фабрике и металлургическом заводе и др.), так и стоимостные (себестоимость добычи и переработки, капитальные затраты, удельная прибыль и дифференциальная рента, себестоимость конечной продукции, годовая прибыль, сумма дисконтированной прибыли и др.). Для решения одних

задач достаточно установить оптимум (максимум или минимум) по одному из этих показателей, для других задач бывает необходим более обобщающий критерий.

В качестве экономических критериев оценки при методе вариантов в зависимости от уровня решения задачи обычно принимают себестоимость добычи и переработки, удельную прибыль, дифференциальную ренту, годовую прибыль и др. Иногда требуется применять в качестве критерия несколько показателей. Например, при выборе способов разработки или способов вскрытия месторождения бывает недостаточно этих критериев, так как необходимо еще учесть ущерб от потерь руды, а также экономию от более раннего ввода рудника в эксплуатацию, ущерб от нарушения земель и снижения продуктивности окружающей природной среды. И важно правильно решить, когда и какой критерий применять.

Что касается принимаемых к расчету объемов и затрат, то в большинстве случаев следует определять их полные величины (без какого-либо исключения) по всем сравниваемым вариантам, чтобы иметь не только относительную, но и абсолютную оценку каждого варианта.

При выполнении расчетов по вариантам без применения вычислительной техники считается возможным осуществлять сравнение лишь по объемам и затратам, выражающим отличие одного варианта от другого. Исключение общих для каждого варианта объемов горных работ и затрат сокращает объемы расчетных работ по сравнению вариантов, но требует больших затрат квалифицированного труда проектировщиков на логические рассуждения по выявлению специфики каждого варианта, различия вариантов в горных выработках, в средствах механизации и оборудования и т.д.

Решение задачи при таком методе вариантов складывается из следующих этапов:

1) анализ горно-геологических условий, выбор вариантов и привязка каждого из них к условиям месторождения и рудника;

2) сопоставление вариантов с целью установления их принципиальных отличий по технологии, объему и порядку выполнения горных и других работ, а также выделения общих для всех вариантов объемов горных работ и затрат;

3) выбор показателей оценки и сопоставления критерия (суммы затрат, ущербов и прибыли при каждом из сравниваемых вариантов);

4) выполнение расчетов для определения прибыли, текущих, капитальных и приведенных затрат, трудовых и материальных расходов, ущерба от потерь и разубоживания руды, ущерба окружающей среды по каждому варианту;

5) сравнение результатов расчетов по каждому варианту и выбор оптимального по принятому критерию оценки. Как правило, результаты расчетов сводятся в таблицу или изображаются в виде графиков.

Однако такая разновидность метода может быть корректно применена лишь в частном случае — для сравнения вариантов, не отличающихся по основным параметрам (величина запасов и их качество, производственная мощность рудника, качество добываемого полезного ископаемого, величина потерь и оставляемых охранных целиков и др.). Иногда такой метод может привести к недостаточно обоснованным выводам. Например, при одном из вариантов разработки ценного месторождения производственная мощность на 10 % больше, чем при втором варианте, а затраты по работам составляют 200 млн руб. При другом варианте эти затраты равны 150 млн руб. Если бы эти затраты представляли собой полный объем всех расходов по вариантам, то второй вариант был бы в 1,33 раза дешевле и значит предпочтительнее. Однако, если общие затраты первого варианта равны, например, 5 200 млн руб., а второго 5 150 млн руб., то видно, что по затратам эти варианты равноценны. А если учесть, что при первом варианте будет достигнута увеличенная производственная мощность, то предпочтительнее окажется первый вариант.

Недостатки этого метода в том, что он требует больших затрат труда высококвалифицированных специалистов на выполнение расчетов и логической работы по анализу каждого варианта и выявлению его технологических особенностей. Но в результате выполнения огромного объема работ устанавливается лишь относительная эффективность вариантов.

Поэтому в наиболее общем случае необходимо принимать полные объемы работ и затрат, присущие всем сравниваемым вариантам по единой модели и единому критерию. Если применить единую программу расчетов для решения задачи с помощью вычислительной техники, то может быть с небольшими затратами и за короткое время осуществлено сравнение огромного числа вариантов и выбран наилучший из них.

При современном методе вариантов с применением вычислительной техники сокращение объема расчетных работ, а следовательно, процедура выявления технологического и экономического различия вариантов потеряла смысл, так как даже при значительном увеличении объема вычислений на ЭВМ лишь ненамного возрастет время расчетов. Поэтому целесообразно по каждому варианту вести расчеты с учетом полного объема горных строительно-монтажных работ и соответствующих им затрат. При этом расчет каждого варианта можно осуществлять на основе одного и того же алгоритма и в одинаковой последовательности, несмотря на их существенные различия. Можно полнее и точнее учесть в более сложных зависимостях всю взаимосвязь и взаимовлияние параметров, объектов и затрат, что резко повысило точность и достоверность результатов сравнения вариантов без увеличения затрат труда и времени на выполнение расчетов.

Порядок и содержание работ при выполнении проектных решений методом вариантов с применением расчетов с помощью вычислительной техники заключается в следующем:

1) анализ горно-геологических условий и выбор пригодных для этих условий вариантов в проектных решениях;
2) установление параметров и показателей вариантов и диапазона возможного их изменения;
3) построение технологического графа (блок-схемы) вариантов;
4) обоснование критериев оптимальности и перечней объемов работ и затрат на их выполнение по вариантам;
5) установление системы ограничения границ изменения параметров и показателей и применения вариантов решений;
6) составление целевой функции, отражающей с достаточной полнотой особенности всех сравниваемых вариантов;
7) расчеты и анализы их результатов.

Метод производственного или лабораторного экспериментирования технологических, конструктивных, объемно-планировочных и архитектурно-строительных решений в некоторых проектах рудников, особенно на крупных и ответственных объектах, применяется с целью более глубокого исследования неясных и недостаточно изученных вопросов. В частности, для уточнения геологических, гидрогеологических и инженерно-геологических сведений о

месторождении, изучения влияния некоторых факторов на технологию горных работ и т.д.

Например, на Яковлевском месторождении КМА, прежде чем строить рудник на 20 млн т годовой добычи, было предусмотрено построить опытную шахту на 4,5 млн т/год общей стоимостью более 200 млн руб. Шахта им. Губкина в КМА также в свое время начала работу как экспериментальная мощностью до 2 млн т/год, а в дальнейшем она достигла мощности 3,5 млн т/год. Иногда опыты проводят с целью испытания новой техники и технологии горных работ. Так, для отработки новых технологических решений с применением самоходного оборудования и вибротехники создавались специальные опытные участки на рудниках Джезказгана и Миргалимсая, Зыряновска, Кривого Рога, Урала, Горной Шорни, Тырныауза и др.

В большинстве случаев для окончательного выбора систем разработки на каждом руднике необходимо постоянно испытывать разные системы, изменяя их варианты, параметры, технику и технологию горных работ, и не только для вновь проектируемых, но и уже построенных рудников, в том числе давно работающих. Только при таком положении можно достичь постоянного технического прогресса на рудниках.

Метод моделирования основан на изготовлении моделей и изучении на них основных вопросов проектирования. Этот метод предусматривает моделирование месторождений, а также технологических, технических, конструктивных и архитектурно-строительных решений. Макетный метод применяется в целях прогноза технического прогресса, обоснования возможного направления развития технологии горных работ. В ряде случаев, несмотря на некоторое увеличение затрат, связанное с изготовлением моделей, метод моделирования позволяет избежать грубых ошибок, а также сократить сроки проектирования и общие затраты на проект. В горно-рудной практике метод моделирования широко применяется для исследования технологии горных работ, изучения вопросов горного давления, сдвижения горных пород, выпуска руды из блоков. Основные методы моделирования, применяемые в горном деле для исследования горного давления и технологии горных работ, — это методы, основанные на геометрическом подобии (выпуск руды) и на применении эквивалентных материалов (горное давление, сдвижение, взрывные работы и др.).

Метод аналогии. Аналогия (греч. — соответствие) — это сходство нетождественных объектов в некоторых качествах, отношениях, сторонах. Умозаключение по аналогии — вывод о наличии определенных признаков на основании фиксации сходства, существующего в некоторых других признаках. Обычная схема умозаключения по аналогии выглядит так: объект *B* обладает признаками «*a, b, c, d, e*»; объект *C* обладает признаками «*b, c, d, e*», следовательно, объект *C*, вероятно, обладает признаком «*a*».

В практике проектирования рудников метод аналогии применяется довольно часто, например, для установления производственной мощности рудника. Если допустим, что на одном из месторождений (базовом), где мощность рудных залежей и их простирания «*b*», «*c*», угол их падения «*d*», годовое понижение горных работ «*a*», обеспечивается производственная мощность «*A*», то на другом месторождении с параметрами *b, c, d, e* производственная мощность рудника будет, по всей вероятности, равна «*A*».

Если тот или иной параметр на новом месторождении в какой-то мере отличается от аналогичного параметра на базовом месторождении, то делают соответствующую поправку, учитывающую это различие.

Метод аналогии довольно часто применяется как для формирования исходной информации для проектных работ, так и для осуществления и принятия некоторых проектных решений. При этом методе выбираются аналоги проектных решений, которые приводятся в сопоставимый вид и сравниваются для обоснования оптимального решения. Метод аналогии в практике проектирования рудников применяется довольно широко с целью предпроектных укрупненных проработок или для сравнения показателей вновь проектируемого объекта с апробированным уже проектом предприятия, работающего в аналогичных условиях. Метод аналогии в комбинации с расчетными методами используется для определения числа шахтных стволов, выбора схем околоствольных дворов, организации проходческих и очистных работ На основе метода аналогии выбираются типовые проекты и повторно применяющиеся экономичные индивидуальные проекты как для отдельных объектов, так и для целых узлов и технологических процессов. Иногда в качестве аналога принимается опыт зарубежных предприятий. Например, при составлении проектов реконструкции некоторых железорудных шахт в нашей стране в качестве аналога принимался опыт рудника Кируна в Швеции.

Метод логических рассуждений, по сути дела, является методом экспертных оценок и довольно широко внедрен в практику проектирования на стадии предварительного отбора приемлемых вариантов при решении задач о выборе способа разработки, схемы вскрытия, систем разработки, типа оборудования, схемы размещения зданий, сооружений, отвалов и др. Результативность этих методов во многом зависит от опыта и творческих способностей проектанта.

2.3. МЕТОДЫ АНАЛИТИЧЕСКИЕ И ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЕ

Аналитический метод для решения задач в горном деле был разработан проф. Б.И. Бокием, акад. Л.Д. Шевяковым и применительно к условиям рудных месторождений развит акад. М.И. Агошковым, проф. П.И. Городецким, проф. И.А. Кузнецовым и др.

Аналитический метод основан на установлении функциональных зависимостей между исследуемыми параметрами и стоимостными показателями и отыскании оптимальных значений искомых параметров при решении задачи на оптимум аналитическим путем. Эти функциональные зависимости должны иметь непрерывный характер и на графике представлять собой либо выпуклую вверх кривую (если в качестве критерия служит прибыль), либо вогнутую вниз (если в качестве критерия принимаются затраты). Функция должна быть пригодной, чтобы взять от нее первую производную.

Аналитический метод может использоваться для предварительных расчетов по выбору производственной мощности рудника, определению размеров шахтного поля, высоты этажа, некоторых параметров систем разработки, транспорта, энергоснабжения и т.д. При решении задач оптимизации параметров горных работ аналитическим методом предполагается, что стоимостной показатель $c_д$ (себестоимость или капитальные затраты) зависит от искомого параметра x согласно какой-то известной зависимости. Например, по следующей формуле:

$$c_д = 0E + \frac{b}{x} + c,$$

где $c_д$ — себестоимость добычи; *a, b, c* — постоянные стоимостные коэффициенты.

Приравнивая к нулю первую производную от этого выражения

$$\frac{dc_д}{dx} = a - \frac{b}{x^2} = 0,$$

находят, что

$$x = \sqrt{b/a}.$$

При учете разницы в капиталовложениях (в общем случае) должна быть составлена функция капитальных затрат. Необходимо осуществить проверку непрерывности данной функции. Функция непрерывна и имеет экстремальное значение, если вторая производная не равна нулю.

В современных экономических условиях в качестве критерия лучше принимать величину прибыли. Например, для решения задачи, когда по мере увеличения искомого параметра извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого уменьшается и в определенной мере уменьшаются затраты на добычу и переработку.

Если сумма прибыли равна

$$\sum_{j=1}^{t} П_р = \sum_{j=1}^{t}\sum_{i=1}^{n} A_{ij}(ц_{ij} - c_{дij}),$$

где *t* — срок отработки месторождения, лет; *A* — производственная мощность рудника в *j*-й год по *i*-му варианту (т/год), которому соответствуют $ц_{ij}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы, руб/т и $c_{дij}$ — затраты на добычу и переработку (руб/т), то максимум прибыли будет соответствовать условию

$$\frac{d\left(\sum_{j=1}^{t} П_р\right)}{dA} = 0.$$

Если решается задача на экстремум не с одним, а с двумя или несколькими неизвестными, то соответственно их числу составляют два или несколько выражений (уравнений).

При наличии двух неизвестных в выражении, определяющем, например, затраты на вскрытие и разработку шахтного (рудничного) поля, необходимо определить частные производные от этого выражения и, получив два уравнения, решить их совместно. Например, выразив одно неизвестное через другое на основе одного уравнения, подставив его значение в другое уравнение и решив его, найдем искомые параметры. Например, при заданной добыче *A* распределить добычу по флангам для обеспечения минимальных затрат можно следующим образом. Допустим, что удельные затраты на добычу на одном фланге характеризуются выражением

$$c_{д1} = a_1 A_1 + \frac{b_1}{A_1} + c_1,$$

а на другом

$$c_{д2} = a_2 A_2 + \frac{b_2}{A_2} + c_2.$$

Тогда общая сумма затрат по руднику будет равна

$$Ac_д = A_1^2 a_1 + b_1 + A_1 c_1 + A_2 a_2 + b_2 + A_2 c_2.$$

При $A = A_1 + A_2$, $A_2 = A - A_1$,

$$Ac_д = A_1^2 a_1 + b_1 + A_1 a_1 + A^2 a_2 - 2AA_1 a_2 + A_1^2 a_2 + b_2 + Ac_2 - A_1 c_2.$$

Первая частная производная от этого выражения будет равна

$$\frac{\partial Ac_д}{\partial A_1} = 2A_1 a_1 + c_1 - c_2 = 0.$$

Откуда

$$2A_1(a_1 + a_2) = c_2 - c_1 + 2Aa_2,$$

$$A_1 = \frac{c_2 - c_1 + 2Aa_2}{2(a_1 + a_2)}$$

и тогда

$$A_2 = \frac{c_2 - c_1 + 2Aa_1}{2(a_1 + a_2)},$$

Для исследования непрерывной функции на экстремум необходимо определить частные производные по всем независимым переменным и полученную систему уравнений решить относительно неизвестных параметров. Путем расчетов и логических рассуждений прежде всего необходимо установить, имеет ли точку перегиба исследуемая функция. Если затраты сначала уменьшаются, а затем увеличиваются, а прибыль сначала растет, а потом падает, то экстремум возможен. Если же затраты и прибыль только растут или уменьшаются, то экстремума нет.

Первый недостаток аналитического метода в том, что он непригоден при прерывных функциях, не раскрывает сущности закономерностей изменения функций, а дает лишь точечное значение, которое иногда может очень мало отличаться от соседних значений в довольно широких пределах. Второй недостаток - сложность получения информации для расчетов, что при ручном счете является немаловажным фактором.

Для более детального изучения характера изменения зависимостей применяют графоаналитический метод, при котором для наглядности этого изменения строятся графики области оптимума, или графический метод, при котором вся зависимость изображается в виде графика. В этом случае зависимость может быть не только непрерывной, но и дискретной.

Преимущества графического метода использовал акад. В.В. Ржевский, в частности, для определения границ открытых работ.

2.4. МЕТОДЫ СТАТИСТИЧЕСКИЕ И ВЕРОЯТНОСТНЫЕ. МЕТОДЫ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ. МЕТОД ОТРАСЛЕВОГО БАЛАНСА

Статистические методы в практике анализа работы рудников и обогатительных фабрик наиболее часто применяются для установления следующих зависимостей:

- ♦ величины капитальных и эксплуатационных затрат на добычу и переработку от производственной мощности предприятия или других важных факторов, в том числе горно-геологических;

- ♦ показателей обогащения добываемой рудной массы (извлечение в концентраты и содержание в концентратах различных полезных компонентов) в зависимости от содержания в ней полезных и вредных компонентов;
- ♦ производительности выпуска руды и погрузочно-транспортных средств в зависимости от степени дробления руды и других факторов;
- ♦ выход негабаритов или затраты на вторичное дробление в зависимости от параметров буровзрывных работ и удельного расхода ВВ на отбойку;
- ♦ производительности бурения в зависимости от глубины, диаметра скважины и других факторов.

Применительно к условиям рудников наиболее распространенные эмпирические зависимости, установленные на основе статистических методов, имеют вид линейной, степенной и дробно-степенной функций:

$$y = a + bx; \qquad y = a + \frac{b}{x}; \qquad y = \frac{c}{a + bx};$$

$$y = ax^b; \qquad y = a + \frac{b}{x} + c; \qquad y = a + bx + cx^2.$$

Кроме выбора вида функций необходимо определить входящие в нее постоянные величины a, b и c. Наиболее часто для этого применяется метод наименьших квадратов.

Метод наименьших квадратов основан на отыскании минимума суммы квадратов отклонения реальных, фактических значений от теоретических (расчетных), т.е. когда

$$\Phi = \sum_{j=1}^{n} (y_j - \bar{y}_j)^2 \to \min,$$

где y_j — фактические значения исследуемого показателя; $\bar{y}_j$ — расчетные значения, вычисленные по предполагаемому уровню; n — число реализаций ряда.

Если уравнение определяется некоторым набором параметров (коэффициентов) a_1, a_2, ..., a_t, где t — число параметров, а функция от этих параметров $y = f(a_1, a_2, ..., a_t)$, то, чтобы коэффициенты удовлетворяли условию минимума Ф, необходимо приравнять к нулю первые частные производные величины Ф по каждому из коэффициентов a_j, т.е.

$$\frac{\partial \Phi}{\partial a_j} = 0 \quad \text{при} \quad j = (\overline{1, t}).$$

Выполнив эту операцию, получим t уравнений с t неизвестными, система которых при линейности функций решается довольно просто. В результате определяются все параметры уравнения, обеспечивающие наибольшее соответствие расчетных и фактических данных. Если параметры исходного ряда имеют разную значимость, то применяют метод наименьших квадратов с весами. Тогда условие суммы минимума квадратов отклонений имеет вид

$$\Phi = \sum_{j=1}^{n} \beta_j (y_j - \overline{y}_j)^2 \to \min,$$

где β_j — вес j-го параметра.

Веса могут задаваться как в виде конкретных цифр при каждом параметре, так и в виде некоторых функциональных зависимостей. Другим более распространенным методом является метод экспоненциального сглаживания. После установления характера зависимости и ее параметров должна быть осуществлена весьма ответственная процедура анализа полученной зависимости с точки зрения ее надежности и объективности.

Несмотря на простоту и универсальность статистические методы при проектировании рудников могут применяться лишь в качестве вспомогательных и для решения частных задач: для обработки данных и выявления эмпирических зависимостей при решении частных вопросов (выбор параметров буровзрывных работ, определение производительности погрузки, выпуска и доставки, зависимости между потерями и разубоживанием руды, между содержанием металлов в добываемых полезных ископаемых и показателями извлечения их при переработке и т.п.).

При использовании статистических методов всегда надо иметь в виду, что статистические данные относятся к процессам, явлениям и объемам, существовавшим ранее или существующим в настоящее время. Поэтому они не должны рассматриваться как нормальные для решения перспективных задач.

Вероятностные методы. Особенностью информации для проектирования рудников является ее стохастический (вероятностный) характер. Большинство исходных данных для проектирования рудника, принимаемых, как правило, детерминированными, на самом деле являются таковыми лишь с той или иной вероятностью. Почти каждый из этих показателей может быть задан не одним определенным числом, а целой совокупностью значений в пределах широкого диапазона изменений, из которых одно является лишь наиболее вероятным.

Очень многие данные и показатели на рудниках являются случайными величинами, они формируются под действием многих разнородных мелких причин, не поддающихся до исхода испытаний полному учету и контролю. Закономерности этих данных и показателей проявляются через множество отклонений.

Случайные величины или процессы на рудниках характеризуются множеством их возможных значений и вероятностью того, что они будут иметь те или иные значения из их множеств. Вероятность является математическим выражением объективной возможности случайного события, процесса или появления случайного показателя. Согласно закону Я. Бернулли («больших чисел»), математическое ожидание дискретной случайной величины есть величина неслучайная, и частоту случайного события можно предвидеть. Если отдельные случайные величины могут значительно отклоняться от своих математических ожиданий, то их средние арифметические рассеяны мало.

Установить среднее арифметическое случайной величины можно на основе изучения закона распределения этой случайной величины, характеризующего соответствие между возможными ее значениями и их вероятностями. Совокупность большого числа однотипных объектов, исследуемых по некоторому признаку, называется генеральной, а ее часть, достаточная для характеристики генеральной совокупности — репрезентативной (представительной) выборкой. Каждая выборка характеризуется объемом выборки, состоящим из n однородных элементов (единиц). Численные значения элементов выборки (статистической совокупности) называются вариацией (колеблемостью, или рассеянием). Число случаев появления вариантов в каком-либо интервале ряда распределения называется частотой. Сумма всех частот равна объему выборки. Вероятность появления какого-либо значения дискретной величины генеральной совокупности характеризуется относительной частотой $\frac{m_i}{n}$, где m_i — частота, а n — объем выборки. Для изучения свойств и закономерностей ряда определяют числовые характери-

стики случайной величины, такие как средняя арифметическая или взвешенная, среднее квадратическое отклонение, дисперсия, коэффициент вариации и др.

Математическое ожидание случайной величины x, которая может принимать значения $x_1, x_2, \ldots, x_k$ с вероятностью $P_1, P_2, \ldots, P_k$ при дискретном распределении определяется равенством

$$M(x) = x = \sum_{i=1}^{k} P_i x_i$$

или при непрерывном распределении в некотором интервале с плотностью вероятности $f(x)$ по формуле

$$M(x) = \int_a^b x f(x) dx.$$

Дисперсия величины x равна

$$Д(x) = \sigma_x^2 = M(x - \bar{x})^2.$$

Коэффициент вариации равен отношению среднего квадратического отклонения к среднему арифметическому (математическому ожиданию)

$$К_в = \frac{\sigma_x}{x}.$$

Коэффициент корреляции между двумя величинами x и y определяется по формуле

$$P_{xy} = \frac{M\left[(x - \bar{x})(y - \bar{y})\right]}{\sigma_x \sigma_y}.$$

Вероятность того, что дискретная случайная величина примет определенное значение, устанавливается на основе закона распределения этой величины. В общем виде

$$P_к = \text{вер.}\{К_{случ} = К\} = E_к.$$

При биноминальном законе распределения, законах Лапласа и Пуассона вероятность К-кратного повторения события в n однородных независимых опытах, в каждом из которых вероятность события равна b, определяется соответственно по формулам

а) $P_{кп} = \frac{n!}{К!(n-К)!} P^к (1-P)^{n-к}$,

где $M(к) = Pn$ и $Д(к) = nP(1-P)$,

б) $P_к = \frac{1}{\sqrt{nP(1-P)}} - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}}$,

где $t = \frac{К - nP}{\sqrt{nP(1-P)}}$, $M(к) = Pn$ и $Д(к) = nP(1-P)$

при $0{,}1 \le P \le 0{,}9$;

в) $P = \frac{a^к}{К!} e^{-a}$,

где $M(к) = nP = a$ и $Д(к) = nP = a$ при $P < 0{,}1$.

При непрерывном распределении случайной величины

$$\text{вер.}\{x_{случ} < x\} = F(x).$$

Наиболее часто в практике решения задач для горной промышленности применяется нормальный закон распределения, при котором

$$F(x) = \text{вер.}\{x_{случ} < x\} = \frac{1}{\sigma_x \sqrt{2\pi}} = \int_{-\infty}^{+\infty} e^{\frac{(x-\bar{x})^2}{2\sigma x^2}} dx = \Phi(t) + 0{,}5,$$

где $t = \frac{(x - \bar{x})}{\sigma x}$ и $\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt.$

Если необходимо получить вероятность события, равную 0,997, то

$$\text{вер.}\{\bar{x} - 3\sigma_x \le x_{случ} \le \bar{x} + 3\sigma_x\} = 0{,}997,$$

если 0,99 —

$$\text{вер.}\{\bar{E} - 2{,}58\sigma_E \le E_{случ} \le \bar{E} + 2{,}58\sigma_E\} = 0{,}99.$$

Аналогично этому:

$$\text{вер.}\{\bar{x} - 2\sigma_x \le x_{случ} \le \bar{x} + 2\sigma_x\} = 0{,}954,$$

$$\text{вер.}\left\{\bar{x}-\sigma_x \le x_{\text{случ}} \le \bar{x}+\sigma_x\right\}=0,683.$$

Вероятностные методы совершенно необходимы для определения достоверности различных данных и показателей, расчетов практически большинства задач проектирования рудника. Они используются для оценки точности подсчета величины запасов и содержания металлов в руде, при опробовании руд, особенно в условиях сложных рудных месторождений. Широкое применение они находят при исследовании различных стохастических процессов, особенно таких, как выпуск руды из блоков, усреднение и шихтовка руд и др.

Без вероятностной оценки невозможно правильно решить такие задачи, как обоснование оптимальной величины (нормативов) вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, оптимизация календарного плана строительства и эксплуатации рудника. На сложных рудных месторождениях вероятностный подход позволит избежать ошибок при решении такой важной задачи, как определение производственной мощности рудника. Вероятностные методы необходимы также при выполнении различного рода прогнозов, которые при проектировании имеют большое значение.

Методы прогнозирования при проектировании рудников применяются для определения основных направлений технического прогресса, вероятного изменения сырьевой базы развития отрасли, производственной мощности рудника и других возможных изменений техники, технологии и технико-экономических показателей рудников в будущем. Использование данных прогноза при проектировании очень важно для выбора прогрессивной технологии и установления технико-экономических показателей, которые должны соответствовать периоду вступления в строй ныне проектируемых рудников Обычно рудники проектируются в течение нескольких лет, затем несколько лет строятся, после чего несколько десятков лет эксплуатируются. Поэтому, если закладывать в проект неперспективную технологию и непрогрессивные показатели, то такой проект быстро устареет, а рудник не обеспечит возможной эффективности, чем будет нанесен большой ущерб отрасли и народному хозяйству. Прогнозирование должно предсказать возможный облик горно-рудного предприятия будущего, возможные варианты наиболее эффективной технологии, ожидаемые технико-экономические показатели.

Прогноз — это вероятностное суждение о состоянии какого-либо объекта (процесса или явления) в определенный момент времени в будущем и (или) альтернативных путях достижения каких-либо результатов. Прогнозирование — это процесс формирования прогнозов развития объекта на основе анализа тенденций его развития.

В отличие от планирования при прогнозировании в связи с большими сроками прогнозов имеет место более высокая степень неопределенности вырабатываемой информации. Кроме того, в связи с недостаточной достоверностью исходных данных для проектирования на рудниках с большими сроками прогнозов при прогнозировании степень неопределенности вырабатываемой информации еще более усиливается. Поэтому при прогнозировании чаще преобладают стохастические или эвристические методы, реже — детерминированные.

Основные этапы прогнозирования — ретроскопия, диагноз (анализ) объекта и проспекция. На стадии ретроскопии осуществляются сбор, хранение и обработка информации, оптимизация методов измерения и самой информации, на основе чего формируются структура и состав характеристик объекта прогнозирования. На стадии диагноза анализируется объект прогнозирования и составляется прогнозная модель. При анализе сложного объекта используются теории информации, теория измерений, распознавания образов. Эти методы помогают выбрать важнейшие ведущие переменные (факторы), минимизировать размерности описания, выбрать адекватные шкалы для измерения количественных и качественных изменений. Математические методы, применяемые при прогнозировании, основаны на теории вероятности и математической статистике, теории численных методов анализа, теории факторного анализа.

При прогнозировании (диагнозе) должны соблюдаться принципы: системности анализа (объект должен рассматриваться как система взаимосвязанных характеристик и прогностического фона с позиций целей и задач прогнозного исследования), природной специфичности (учет специфики природы объекта, закономерностей его развития, абсолютных расчетных значений пределов его развития, оптимизации описания объекта), обеспечивающей данную достоверность и точность прогноза при минимальном числе переменных и минимальных затратах на него, в том числе дискон-

тирование старых данных; принцип аналогичности (сопоставления) свойств объекта с известными схожими объектами и прочими моделями с целью отыскания объекта-аналога и использования при анализе и прогнозировании его модели или ее частей.

Наиболее распространенными методами прогнозирования являются экстраполяционные (сглаживания и уравнивания статистического ряда, экстраполяция простыми зависимостями с использованием степенных полиномов, экстраполяция тенденций по огибающим кривым и др.), статистические (корреляционный и регрессионный анализы, факторный анализ), экспертные, переработки патентной информации, технологического моделирования и др.

По степени детерминированности можно выделить следующие объекты:

1) детерминированные, в которых случайной составляющей можно с достаточной точностью пренебречь;

2) стохастические, в описании которых необходим учет случайной составляющей переменных в соответствии с требуемой точностью и задачей прогноза;

3) смешанные, имеющие как детерминированные, так и стохастические характеристики.

В задачах оптимизации параметров при проектировании рудников и технологии горных работ объекты прогнозирования и практически все технико-экономические показатели являются в основном стохастическими и смешанными, некоторые из них с полным отсутствием ретроспективной информации (проектируемые вновь).

По характеру развития объекты прогнозирования можно подразделить на дискретные, тренд (регулярная составляющая) которых изменяется скачками в фиксированные моменты времени, апериодические, описания которых дано в виде апериодической непрерывной функции времени, и циклические, имеющие регулярную составляющую в виде периодической функции времени.

При анализе данных прошлого и выявлении тенденций развития того или иного явления важно учитывать возможные коренные изменения в технике и технологии в течение прогнозируемого периода. Например, переход рудника на самоходное оборудование, замена систем разработки с обрушением на системы с закладкой или наоборот и т.п.

Какой-либо процесс или показатель можно представить в виде переменного ряда $У_t$ выражением

$$У_t = X_t + \varepsilon_t,$$

где X_t — детерминированная составляющая процесса (тренд); ε_t — случайная (стохастическая) составляющая процесса.

Прогнозное значение величины $У_t$ определяется суммой прогнозных значений тренда и случайной составляющей. Если известна функция тренда, то задача определения детерминированной составляющей решается. Если неизвестна, то надо установить подходящий для данной задачи вид тренда. Обычно из ряда функций, представляющих собой прямые, параболы, степенные и другие функции, наиболее простым и распространенным является метод наименьших квадратов, ранее рассмотренный.

При прогнозировании применяются также методы экспоненциального сглаживания, метод скользящей средней и др.

Примером использования прогнозов является работа институтов Гипроруда и Уралгипроруда совместно с ИГД МЧМ «Основные технические направления проектирования горно-рудных предприятий», в которой были разработаны технические направления, наиболее целесообразные при проектировании рудников (по масштабам производства, технологии горных работ и горно-транспортному оборудованию, внедрению автоматизированных систем управления и т.д.). Эти прогнозы были использованы при составлении проектов реконструкции железорудных шахт. Научное прогнозирование — необходимая стадия проектирования горно-рудных предприятий.

Балансовый метод или метод отраслевого баланса применяется институтом Гипроруда при технико-экономическом обосновании строительства ряда новых предприятий железорудной промышленности. При балансовом методе на основе составления балансов производства металлов в том или ином конкретно рассматриваемом районе определяется потребность в минеральном сырье (руде). В зависимости от потребностей устанавливаются или уточняются производственные мощности вновь проектируемых рудников, определенные ранее с помощью других методов. Такие задачи решаются и в целом по отрасли. Так, институтами Гипромез и Гипроруда была выполнена работа по развитию и размещению рудников черной металлургии. В ней на основе определения потребности черных металлов в целом по стране и оценки возможного их производства по отдельным районам составлен баланс по-

требности в железорудном сырье по каждому району и даны источники покрытия этой потребности с установлением возможной мощности и вида готовой продукции каждого горно-добывающего предприятия. С помощью балансового метода был составлен проект развития подотрасли железорудной промышленности.

Метод баланса применяется пока только в качестве корректирующего после решения ряда задач другими методами. Более правильно было бы осуществлять оптимизацию развития отрасли, начиная снизу, на основе установления оптимальных производственных мощностей и их числа сразу с позиций интересов корпорации, компании или отрасли в целом. Эта задача пока остается чрезвычайно сложной, но при дальнейшем развитии экономико-математических методов и создании системы САПР решение ее вполне возможно.

2.5. МЕТОДЫ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ И ПРИНЦИПЫ СОЗДАНИЯ СИСТЕМ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Главной идеей теории оптимального проектирования и управления практически в любой отрасли знаний и любой отрасли народного хозяйства является оптимизация. Не составляет исключение и горная промышленность. Отыскание оптимальных значений параметров горных предприятий (рудников), технологических схем вскрытия, подготовки и систем разработки для соответствующих горно-геологических и горно-технических условий — важнейшая задача проектирования рудника. Правильное ее решение позволяет избежать дорогостоящих ошибок и обеспечить не только большую экономию капитальных и эксплуатационных затрат, но и экономию минеральных, трудовых и материальных ресурсов, что является важнейшей задачей ускорения развития народного хозяйства.

Для решения задач оптимизации параметров рудников, технологии горных работ и систем разработки наиболее приемлемым и широко распространенным методом является экономико-математическое моделирование. Использование его позволяет решать очень многие задачи оптимизации применительно к проблемам проектирования рудников с гораздо меньшими (во много раз) затратами, чем если бы эти задачи решались на основе практического применения сравниваемых вариантов.

Математически горное предприятие (рудник, шахта) может быть представлено как весьма сложная система, характеризуемая большим числом элементов (проходческие и очистные забои, пункты выпуска и погрузки, транспортные средства, средства подъема, вентиляции, водоотлива, усреднительного склада, сортировочная установка, обогатительная фабрика и др.). Вся эта большая система элементов взаимосвязана и взаимозависима. Взаимосвязаны и взаимообусловлены и многие технико-экономические показатели работы системы-рудника, в том числе количественные и качественные результаты использования разрабатываемого рудного месторождения.

Система-рудник подчинена главной цели — обеспечению добычи и переработки определенного количества полезного ископаемого (по конечному продукту) при высокой эффективности производимых затрат и рациональном использовании запасов недр. В отличие от системы-угольная шахта система-рудник усложнена не только тем, что необходимо более полно учитывать использование запасов недр, но и значительно большей сложностью и изменчивостью параметров рудных месторождений и качества полезных ископаемых по сравнению с угольными. Поиск оптимальных параметров рудника, оптимальной технологии горных работ, соответствующих объективно существующим условиям месторождения (горно-геологическим и технико-экономическим), — основная суть проектирования рудника.

Параметры — это величины, характеризующие свойства или размеры объекта. В данном случае объектом является система-рудник. Согласно ГОСТ 22487—77, проектирование — процесс описания оптимизации заданных параметров и свойств. Стратегия проектирования направлена на поиск и определение последовательности процедур, которые могут выполняться последовательно, последовательно-параллельно и циклическим методом последовательного приближения (итерация). Важными этапами оптимизации являются выбор критерия оптимальности, составление целевой функции и принятие ограничения. Охарактеризуем их:

критерий оптимальности — это показатель, измеритель, максимальное или минимальное значение которого соответствует наилучшим результатам в достижении главной цели системы;

целевая функция — это выражение критерия оптимальности через совокупность постоянных величин и переменных (изменяемых) параметров в определенных пределах (ограничениях) их изменения;

ограничения — это пределы допустимых изменений переменных параметров, входящих в целевую функцию.

Так как рудник является весьма сложной системой, то обычно его трудно охарактеризовать каким-то одним критерием оптимальности. Поэтому и процесс проектирования рудника как оптимальной системы пока, как правило, состоит из целой совокупности оптимизационных задач, решающих отдельные узлы и условия, а порой и частные вопросы. Синтез этих решений является весьма ответственной операцией, и очень часто он возможен лишь на основе поэтапного и постепенного приближения к искомому оптимуму. Обычно это способны выполнять весьма квалифицированные проектировщики.

Для решения любой задачи составляется математическая модель. Модель — это система, характеризующая исследуемый объект и дающая о нем информацию, необходимую и достаточную для решения поставленных задач (достижения поставленной цели). Процесс построения и анализа модели называется моделированием. Моделирование осуществляется путем описания закономерностей изучаемого объекта с помощью математических выражений (уравнений, неравенств и их систем). Поскольку в качестве критерия оптимальности обычно применяется экономический показатель, то модели называются экономико-математическими, а метод решения задач — экономико-математическим моделированием. В зависимости от поставленных задач и метода их решения различают корреляционные, сетевые, игровые, программные модели, модели массового обслуживания и др.

Успешность моделирования и эффективность решения любой задачи на оптимум зависят от двух главных факторов:

1) насколько правильно модель отражает суть объекта (процесса, месторождения, рудника и др.);

2) насколько правильно выбран критерий оптимальности (оценки эффективности), т.е. насколько модель и критерий, положенный в основу модели, соответствуют, поставленной цели.

Выбор критерия оптимальности, в свою очередь, зависит от уровня решения задачи. Каждой задаче соответствует свой уровень. Применительно к задачам оптимизации на рудниках уровень может быть низшим, когда задача решается с позиции низшего звена — добычного участка, и более высокого ранга, когда задача решается с позиции интересов рудника в целом, рудоуправления или комбината, производственного объединения и еще более высокого ранга — региона, подотрасли, отрасли и народного хозяйства в целом. Последний уровень является самым высоким. Каждому уровню соответствует свой критерий, в качестве которого может быть принят какой-либо показатель или совокупность показателей. Чем выше уровень, тем сложнее критерий эффективности для нахождения оптимальных решений.

Решая любую задачу по оптимизации главных параметров какого-либо отдельного рудника, следует учитывать возможные последствия и изменения технико-экономических показателей не только на этом руднике, но и на всей совокупности рудников комбината, региона, подотрасли, отрасли и даже народного хозяйства в целом (если данное полезное ископаемое добывают и производят предприятия нескольких отраслей). Необходимо, таким образом оптимизируя, например, производственную мощность одного рудника, иметь в виду оптимизацию производственной мощности одновременно всей совокупности рудников того или иного комбината, региона, подотрасли, отрасли с учетом связей и взаимосвязей рудника но горизонтали, т.е. во взаимосвязи с другими аналогичными рудниками.

Оптимизация главных параметров рудника должна осуществляться в увязке со смежными предприятиями по вертикали. Следует иметь в виду, что оптимум того или иного решения с позиции отдельного рудника или даже совокупности рудников обычно не совпадает с оптимумом по совокупности рудников и перерабатывающих предприятий по комбинату, отрасли, по народному хозяйству. Очень важно учитывать и оценивать влияние принимаемых по руднику решений на результаты работы перерабатывающих руды и концентраты предприятий — обогатительных и сортировочных фабрик и металлургических заводов, т.е. учитывать эффект или ущерб у потребителей руд и концентратов, изменение их технико-экономических показателей, в том числе использование имеющихся запасов полезных ископаемых, производственных

мощностей рудников, обогатительных фабрик и металлургических заводов. Решая любую оптимизационную задачу для конкретного рудника, необходимо идти по пути достижения максимального экономического эффекта не только для данного рудника или даже их совокупности, но и для комбината, отрасли и народного хозяйства в целом. И в первую очередь, должны быть обеспечены народнохозяйственные интересы.

Еще один важный принцип оптимизации применительно к условиям рудников — непрерывность и поэтапность оптимизации, что обусловлено сложностью и изменчивостью горно-геологических и горно-технических условий рудников по сравнению, например, с угольными шахтами.

Очень важным принципом является также вероятностный характер всей или части информации о геологии месторождения, а также о технико-экономических и социально-экономических показателях работы будущего горно-рудного предприятия. Особенно точными должны быть данные по участкам, предназначенным для первоочередной разработки. Важно не допускать ошибок на ранних стадиях работы рудника, потому что практически их невозможно исправить. Чем раньше будет иметь место то или иное событие, чем больше неопределенность данных, тем значительнее ошибка от ее недоучета.

Математическая модель может быть детерминированной, если входящие в нее показатели определяются с высокой степенью точности, и тогда искомые параметры тоже устанавливаются точно, одним числом. Модель становится вероятностной, если один или более входящих в нее показателей определяются неточно, с той или иной возможностью отклонения, и тогда искомые величины могут быть установлены с той или иной вероятностью. При решении многих задач оптимизация параметров рудников в силу вероятностного характера всей информации, когда в целевую функцию (модель) входят показатели, определяющиеся приближенно или с той или иной степенью вероятности, функции (модели) обязательно должны быть вероятностными. Большинство параметров при проектировании рудников могут быть определены лишь приближенно, с той или иной вероятностью подтверждения искомой величины.

Любой процесс или показатель, который не может предугадываться с полной достоверностью, называется случайным, и может быть описан распределениями вероятностей, заданными на

множестве реализаций. Реализации — это неслучайные детерминированные процессы, в виде которых проявляется случайный процесс. Результаты моделирования при единственной реализации процесса будут случайной величиной и не могут объективно характеризовать этот процесс. Поэтому искомые параметры более правильно определять как средние значения из большого числа реализаций процесса.

При решении любой задачи методами экономико-математического моделирования на оптимум можно выделить шесть этапов.

1. Постановка задачи, изучение ее сущности, установление основных влияющих факторов и параметров, набор необходимых технических, технологических и экономических данных и показателей. Установление основных зависимостей между исследуемыми факторами и параметрами.

2. Выбор критерия оценки и создание целевой функции. Формализация технико-экономической схемы объекта исследования, математическая интерпретация объекта (процесса), разработка экономико-математической модели.

Важный момент данной стадии (выбор критерия оценки) — обоснование необходимой степени полноты и сложности модели, так же как обоснование допустимости тех или иных упрощений при интерпретации объекта (процесса).

Разработка экономико-математической модели является весьма сложным и ответственным этапом работы. С одной стороны, если неоправданно упростить зависимости, выражающие исследуемый объект или процесс, то модель будет недостаточно правильно и точно отражать реальный объект и расчет на ЭВМ приведет к неверным результатам, с другой стороны, излишнее усложнение основополагающих зависимостей и критериев ненужными деталями затрудняет нахождение рационального аналитического аппарата для расчетов и не позволяет проанализировать влияние огромного количества факторов. Здесь большую помощь может оказать предварительный анализ значимости главных действующих факторов (использование методов факторного анализа). Успешность выполнения данного этапа оптимизации зависит от квалификации и творческих способностей проектантов, аналогично тому, как при методе вариантов осуществляется выбор наиболее целесообразных для сравнения вариантов.

3. Выбор метода решения задачи, наиболее полно соответствующего ее характеру. При этом важно учесть сложность объекта, количество возможных вариантов, вид полученных зависимостей, точность исходных данных и вероятность их отклонения от заданных средних величин, необходимое для решения задачи время и др.

4. Составление алгоритмов решения задачи, обоснование последовательности выполнения всех математических действий. На основе алгоритма составляется программа или пакет программ, т.е. запись модели на языке вычислительной машины, обеспечивающих получение искомых результатов и данных.

5. Подготовка необходимой для программы (пакета программ) информации и выполнение расчетов.

6. Анализ полученных результатов, поиски возможных ошибок, построение графиков, обоснование практически пригодных выводов, параметров и закономерностей. Важно при этом учесть дополнительные факторы, не учтенные в модели и не нашедшие математического выражения.

Данный порядок выполнения работ должен применяться независимо от того, будут использованы вычислительные машины или обыкновенный ручной счет с применением калькуляторов или счетных линеек.

При применении программирования и вычислительных машин, а особенно при создании САПР, вся совокупность работ по оптимизации параметров рудников максимально упрощается, а их выполнение многократно ускоряется. К тому же во много раз увеличивается количество сравниваемых вариантов или иных технологических решений.

Наиболее разработанный метод линейного программирования позволяет решать задачи по определению оптимальной сети разведочных скважин и выработок, расчету крепи горных выработок, нагрузки на отдельные лавы и угольные пласты, сечения горных выработок, по условиям вентиляции. Возможно также упрощенное решение и более крупных задач по определению производительности шахты и размеров шахтного (рудничного) поля.

В общем случае методом линейного программирования могут быть решены задачи, в которых целевая функция является ли-

нейной функцией многих переменных, а ограничивающие условия заданы системой линейных равенств и неравенств. Задача сводится к отысканию экстремума линейной функции вида

$$З = \sum_{j=1}^{m} c_j x_j = c_1 x_1 + c_2 x_2 + \ldots + c_m x_m,$$

при наличии условий

$$x_1 \geq 0,\ x_2 \geq 0,\ \ldots,\ x_j \geq 0,\ x_m \geq 0,$$

т.е. в общем случае $x_j \geq 0$.

$$a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + \ldots + a_{1_m}x_m = b_1,$$

$$a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + \ldots + a_{2_m}x_m = b_2,$$

$$a_{n1}x_1 + a_{n2}x_2 + \ldots + a_{nm}x_m = b_n,$$

т.е. в общем случае

$$\sum_{j=1}^{n} a_{ij}x_j = \mathrm{B}_i; \quad i = 1, 2, 3, \ldots, m.$$

В качестве ограничивающих условий могут быть приняты лимиты по капиталовложениям, другим видам затрат, по удельным расходам материала, сырья, топлива, по времени выполнения работ, уровню производительности машин и оборудования и т.д. Задачи программирования с небольшим числом переменных (5—10) могут быть решены вручную, но лучше все более или менее сложные задачи решать с применением вычислительной техники.

Для решения задач линейного программирования обычно применяют симплекс-метод и распределительный метод.

Недостаток линейного программирования заключается в том, что иногда решения могут оказаться неточными. Причина этого — в стремлении выразить линейными зависимостями в действительности нелинейные функции и ограничения, что влечет за собой соответст-

вующую ошибку результата. Чтобы избежать этого, используют методы нелинейного программирования, когда хотя бы одно из уравнений имеет нелинейный вид. Если переменные могут принимать только целочисленные дискретные значения, то применяются дискретные методы решения задач программирования.

Если задача требует многостадийного принятия решений, то работа ведется с помощью динамического программирования. Сначала рассматривают ряд вариантов многостадийных решений, и для каждого варианта определяют значения принятого критерия оптимальности. Затем находят последовательность решения, которая обеспечивает установление экстремального значения принятого критерия оптимальности.

Много задач проектирования может быть решено на основе построения графов. В частности, типа транспортной задачи сетевого и многопланового планирования и др.

Как считают специалисты, применение вычислительной техники при решении задач проектирования горных предприятий позволяет снизить затраты на строительство и эксплуатацию, повысить эффективность капиталовложений и рентабельность производства на 10—15 %.

Для условий подземных рудников цветной и черной металлургии, горно-химического сырья в настоящее время с применением вычислительной техники решается все больше задач. На основе использования программирования и вычислительной техники в Гипроцветмете, МГГУ и других организациях появился опыт автоматизированного выполнения некоторых проектных работ, например, обоснование режима отработки месторождения, подсчет запасов руды по планам и разрезам, определение сметной стоимости горных работ, расчет подъемов, схемы вентиляции, установления кондиций и т. п.

Вопросы оптимизации разработки рудных месторождений, несмотря на их исключительную важность, пока изучены недостаточно. В силу специфики рудных месторождений оптимизация вскрытия, подготовки и систем разработки до сих пор осуществляется, как правило, отдельно, без достаточной взаимной увязки. Естественно, что такие методы могут обеспечить решения, которые далеко не оптимальны с позиции рудника, а тем более народного хозяйства в целом.

Поэтому всякие расчеты и исследования очень важно направлять на поиски путей совместной оптимизации способов вскрытия и подготовки горизонтов к эксплуатации, параметров систем разработки и рудника в целом. Правильное решение проблемы комплексной оптимизации параметров рудников, вскрытия, подготовки, систем разработки имеют большое научное и практическое значение, так как более точные решения оптимизационных задач могут обеспечить гигантскую экономию средств на строительство и эксплуатацию рудников.

Многие применяемые в настоящее время методы проектирования рудника без использования вычислительной техники в определенной мере устарели. Они мало производительны и не отвечают требованиям ускорения технического прогресса. Сроки проектирования и сроки строительства так велики, что некоторые новые предприятия устаревают еще в чертежах и к моменту освоения требуют реконструкции. Тем не менее, в проектах прорабатываются далеко не все возможные варианты технических и технологических решений, что приводит к безвозвратным потерям лучших решений. Это ограничивает возможности улучшения качества проектов. Увеличение числа прорабатываемых вариантов требует пропорционального роста затрат труда проектировщиков и сроков проектирования, что опять-таки приводит к моральному устареванию проектов.

Для обеспечения необходимого развития промышленности требуется постоянный рост объема проектных работ. Чтобы достичь это существующими методами нужно либо увеличивать число проектировщиков и проектных организаций, либо упрощать методики решения задач, что чревато ошибками и может привести к снижению качества проектов и большому экономическому ущербу в результате воплощения упрощенных, а значит, в определенной мере ошибочных решений в жизнь.

Все это настоятельно требует коренного изменения не только методов, но и всей системы проектирования. Поэтому в ряде отраслей промышленности была поставлена задача создания систем автоматизированного проектирования предприятий и производства (САПР). Наибольшие успехи среди горно-добывающих отраслей в работе по созданию систем автоматизированного про-

ектирования достигнуты в угольной промышленности, а также в черной и цветной металлургии.

Суть этой работы в том, что, во-первых, должна быть создана единая научная основа — наиболее совершенная методология, не только отвечающая современным требованиям, но и пригодная для автоматизированного решения задач при проектировании. Она должна учитывать современные требования комплексного использования недр и охраны природы. Этой методологией обязаны владеть все проектировщики.

Вторая задача заключается в том, чтобы разработать и дать проектировщикам средства (банки данных), позволяющие оперативно получать необходимую информацию.

Третья задача — разработка методов оптимизации и составления программ для решения задач с помощью вычислительной техники с тем, чтобы избежать больших затрат труда при оценке огромного количества вариантов.

Четвертая задача — создание методов и средств для выполнения весьма трудоемкой проектно-сметной документации. Половина затрат труда при проектировании приходится на выполнение чертежно-графических работ, поэтому автоматизации их также придается большое значение. В настоящее время имеются разработки институтов по созданию автоматизированной системы составления, размножения, хранения и поиска проектной документации на основе современной аппаратуры для микрофильмирования и электрографии. Предусматривается соответствующее оснащение рабочих мест проектировщиков современным инструментом, оборудованием, приспособлениями.

Функции и возможности будущей автоматизированной системы проектирования широки и многообразны. Эта система будет автоматически выполнять по заданию оператора расчеты при решении всех задач с помощью вычислительной техники, составлять сметы и спецификации, делать все графические и оформительские работы. В «обязанности» системы будут входить также исследование производственных процессов на математических моделях, их оптимальная взаимоувязка, управление процессами и производствами и многое другое.

Основу САПР составит быстродействующая современная вычислительная машина с развитой периферией и сетью выносных (терминальных) устройств.

В результате будет создан единый вычислительный орган проектирования с центральным программным обеспечением. Если для такой системы будет обеспечена высококачественная исходная информация, то реализация системы САПР-рудник позволит увеличить производительность труда проектировщиков в десятки и сотни раз, в десятки раз увеличить объем работ при высоком качестве проектов, поскольку эти проекты будут выполняться на самом высоком научном уровне, по единой методологии. Это сократит время проектирования и увеличит темпы технического прогресса на горнодобывающих предприятиях, позволит быстрее вовлекать в эксплуатацию новые эффективные месторождения полезных ископаемых. Поэтому совершенно очевидно, что эффект от реализации программы САПР будет гигантским. Не случайно проблема САПР признается во всем мире важнейшей.

Как считает проф. В.С. Хохряков, на первом этапе внедрения вычислительной техники для проектирования рудников решаются отдельные задачи проекта, который в целом разрабатывается по обычной схеме. Этот этап будет продолжаться до окончательной разработки типовых решений всех задач проектирования и объединения их в одну комплексную задачу автоматизированного выполнения проекта в целом. На втором этапе вычислительная техника будет использоваться как составляющая системы автоматизированного проектирования (САПР). Эта система должна включать в себя комплекс, состоящий из пакетов программ для взаимоувязанного решения всех задач проекта рудника, управляющих программ, осуществляющих взаимную увязку задач в единое целое — проект, совокупности технических средств (вычислительная машина, устройства для автоматизированного поиска и ввода исходных данных, устройства для выполнения проектной и сметной документации, устройства для преобразования графической документации в числовую и текстовую и наоборот и др.).

Основные цели создания САПР следующие:

1) ускорение процесса проектирования рудников и ввода их в эксплуатацию;

2) повышение качества проектов и технико-экономического уровня проектируемых рудников;

3) повышение производительности труда проектировщиков;

4) сокращение расхода материалов и затрат на выполнение проектно-сметной документации.

Эти цели достигаются в разных условиях по-разному.

Создание САПР для условий предприятий горной промышленности должно осуществляться на основе выполнения целого комплекса взаимосвязанных мероприятий. Прежде всего, это разработка научных методик, пригодных для автоматизированного решения задач проектирования рудников, создание соответствующих программных и информационных систем и средств, широкое применение экономико-математических методов и средств вычислительной техники, комплексов, методов и средств, обеспечивающих автоматизацию процессов поиска, обработки, хранения и выдачи необходимых для решения задач данных, а также выполнения и оформления проектно-сметной документации.

В соответствии с этими задачами архитектура САПР характеризуется входящими в систему подсистемами, которые подразделяются на проектирующие и обслуживающие.

Проектирующие системы разрабатывают проектно-сметную документацию для строительства новых рудников и шахт, расширения, реконструкции и технического перевооружения действующих горных предприятий.

Обслуживающие системы предназначены для выполнения вспомогательных операций. К ним относятся подсистемы информационного поиска, графического изображения и печати рабочих чертежей, оформления проектов и рабочей документации.

Все подсистемы состоят из функциональных и обеспечивающих частей. Функциональные части проектирующей подсистемы представляют собой совокупность взаимосвязанных проектных процедур и операций, выполнение которых необходимо для разработки нужного качества и объема материалов проекта, рабочего проекта, рабочей документации, их частей или отдельных разделов. Обеспечивающие части подсистем состоят из взаимосвязанных компонентов целевых функций и условий их нормальной работы. К основным компонентам обеспечения относятся: 1) научно-

методическое; 2) программное, 3) информационное; 4) организационное, 5) материально-техническое, 6) кадровое.

Методическое обеспечение предусматривает разработку и создание для всех процессов автоматизированного проектирования документации двух видов: а) прикладное методическое обеспечение унифицированных подсистем и САПР в целом; б) нормативно-методические материалы, регламентирующие порядок разработки, внедрения и развития САПР и его унифицированных подсистем и компонентов.

Прикладное методическое обеспечение должно удовлетворять следующим основным требованиям: перспективность, ориентация на передовые методы моделирования проектируемых объектов, пригодных для применения на разных этапах проектирования как новых горных предприятий, так и перепроектирования действующих при их реконструкциях, расширении и техническом перевооружении; унифицируемость с целью возможности более широкого применения (в проектных институтах различных горно-добывающих отраслей); блочный принцип построения, позволяющий совершенствовать программное обеспечение; возможность учета динамики производственных процессов и объекта в целом, а также стохастический (вероятностный) характер исходной информации; возможность обеспечить синтез задач, решаемых в отдельных блоках, используя унифицированную информацию, на основе единого кодификатора информации (ЕКИ САПР).

ЕКИ САПР должен учитывать следующие принципы: системное единство, полноту описания всех процессов проектирования и компонентов САПР, совместимость информации по комплексу задач и подсистемам САПР.

Научно-методической основой системы автоматизированного проектирования горных предприятий (САПР), как и в других отраслях промышленности, являются теория оптимизации и методы экономико-математического моделирования, модели и алгоритмы решения проектных задач и документы, в которых отражены состав, правила создания (отбора), освоения, ввода в действие и эксплуатации средств автоматизации проектных работ. Одним из важнейших условий усовершенствования или создания научно-методической основы САПР является соблюдение принципов сис-

темности анализа объекта проектирования. В системном анализе существует понятие о жизненном цикле любой задачи (объекта), т. е. о периоде жизни любого объекта, начиная от возникновения проблемы (например, необходимости строительства рудника), включая создание объекта, его функционирование, ликвидацию и послеликвидационный период.

Применительно к задаче автоматизированного проектирования рудников жизненный цикл состоит из следующих этапов:

1) выявление потребности в минеральном сырье в стране, а также в том или ином регионе страны. Установление возможного источника или источников удовлетворения этой потребности (месторождений полезных ископаемых);

2) проектирование рудника (рудников) на базе выбранных месторождений;

3) строительство рудника (рудников) на основе выполненных по выбранным объектам проектов;

4) освоение проектной производственной мощности рудника и его эксплуатация;

5) реконструкция рудника (рудников). Или несколько реконструкций с расширением его на основе вовлечения в эксплуатацию новых запасов, технического перевооружения и т.п.;

6) затухание производства и ликвидация объекта;

7) послеликвидационные работы.

При оптимизации проектных решений необходимо иметь в виду все семь периодов жизненного цикла. Это — один из важнейших принципов САПР. Проектируя какой-то один период, следует учитывать возможные последствия в другом периоде и даже после ликвидации объекта (влияние его на окружающую среду). Например, проектируя основной период эксплуатации рудника, должны прогнозироваться его возможные реконструкции с тем, чтобы осуществлять эти реконструкции с минимальными затратами и ущербом для объекта (имеется в виду полное использование месторождения, в частности, забалансовых запасов, минимальное нарушение их первой очередью эксплуатации, разработку его без оставления запасов под будущими объектами, расширение мощности). Или, проектируя период эксплуатации рудника, следует учитывать период ликвидации, который должен осуществляться с ми-

нимальными затратами и максимальной эффективностью использования остаточных производственных фондов и восстановления нарушенных горными работами природных ресурсов.

Научно-методическая основа автоматизированного проектирования рудников должна отвечать современным требованиям применяемых методов написания комплектов программ, подчиненных единой цели для решения задач во взаимной увязке.

Материально-техническое обеспечение включает в себя соответствующие производственные площади, комплексы различной современной вычислительной техники, значительное количество различных материалов, электроэнергии, бумаги. В материально-техническое обеспечение входят комплексы машин для сбора, хранения, ввода, переработки информации и анализа результатов расчетов. Для ввода информации необходимы клавишные дисплеи и сканеры. Для анализа и переработки информации в проектную документацию нужны дисплеи и графопостроители, печатающие устройства (АЦПУ), накопители магнитных дисков (НМД) и др.

Лингвистической основой САПР для рудников являются языки Си, С++, Турбо Паскаль. Эти языки высокого уровня, они близки к уровню научного написания, благодаря чему их объем и возможности достаточно велики.

Программное обеспечение — это разработка достаточного для решения поставленной задачи комплекса программ, подчиненных единой цели. Необходимо, чтобы программы могли применяться достаточно долго до их морального устаревания. Они должны быть надежны в работе, малотрудоемки, обеспечивать высокое функциональное качество. Большие комплексы программ проектируются с помощью иерархических систем. При этом обязательно соблюдение принципов:

1) вертикальной соподчиненности;

2) право вмешательства со стороны старшего (высшего) уровня;

3) действие старшего уровня определяют результаты действий младшего уровня.

Программы должны быть подготовлены и отлажены в соответствии с ГОСТами. Для качественной подготовки программ не-

обходимо привлекать высококвалифицированных специалистов, технологов, математиков, программистов.

Информационное обеспечение САПР включает в себя информационные массивы, в составе которых различные горно-геологические и технико-экономические данные о месторождении и его экономическом положении, другие исходные материалы и зависимости. Эти массивы должны быть достаточны для решения задач и представлены в виде, пригодном для автоматизированного использования машинами. В информационное обеспечение входит и методическая документация (методические указания по решению различных задач, составлению графиков, чертежей, различные нормативные материалы, УСН, нормы и правила и т.п.). Информационная система САПР должна обеспечивать необходимую достоверность результатов и быстрый поиск. Система информационного обеспечения САПР состоит из банка данных (хранилища данных) и средств, с помощью которых осуществляется управление банком данных, — средств управления банком данных (СУБД). Применительно к задачам проектирования рудников банк данных должен содержать следующие материалы:

1) модель месторождения (например, в изолиниях);
2) нормативно-справочную информацию (НСИ);
3) условно-постоянную информацию.

Система управления банком данных представлена блоком изменения, пополнения и замены данных, а также информационно-поисковой системой (ИПС).

Организационное обеспечение САПР предусматривает разнообразные мероприятия по перестройке работы проектных институтов и всей их системы, изменению норм выработки и системы оплаты, подготовке соответствующих кадров горных инженеров со специализацией по САПР и др.

Кадровое обеспечение — это обеспечение проектных работ высококвалифицированными специалистами: а) по обслуживанию вычислительной техники, других машин и оборудования; б) операторами вычислительного центра; в) программистами; г) горняками-технологами пользователями САПР со специализированной подготовкой.

Экономическая эффективность автоматизированного проектирования является следствием его преимуществ по сравнению с

обычно применяемыми в настоящее время методами проектных работ. При традиционных, не автоматизированных методах проектирования проекты выполняют в течение многих лет, из-за чего некоторые новые предприятия устаревают еще в чертежах и к моменту освоения требуют реконструкции. Тем не менее, в проектах прорабатываются далеко не все варианты технических и технологических решений, что приводит к безвозвратной потере лучших решений, ограничивает возможности улучшения качества проектов. Увеличение числа прорабатываемых вариантов решений требует пропорционального роста затрат труда проектировщиков и сроков проектирования, что также приводит к моральному устареванию проектов. В результате эксплуатация месторождения задерживается и народное хозяйство в течение срока задержки не получает эффект от его разработки. Если месторождение ценное, то ущерб этот может быть большим. В период задержки строительства предприятия потребности в данном полезном ископаемом будут удовлетворяться за счет других, более худших, замыкающих предприятий. При вводе в эксплуатацию ценного месторождения можно в некоторых случаях раньше отказаться от эксплуатации этих худших месторождений (на срок, равный разнице сроков проектирования).

Использование для расчетов недостаточно достоверной (стохастической) и неполной информации в качестве детерминированной приводит к большим ошибкам в определении основных параметров горных работ и выборе технологии, что чревато огромным перерасходом капитальных и эксплуатационных затрат. Этот перерасход может быть сведен до минимума благодаря применению более сложных, но совершенных методик (в частности, учитывающих вероятностный характер информации) и более полной и достоверной информации за счет создания банков данных.

Благодаря применению автоматизированного проектирования горно-добывающих предприятий при расчетах можно перебрать тысячи и десятки тысяч вариантов вместо единиц или десятков вариантов при обычных методах проектирования, увеличивается вероятность выбора наиболее оптимального варианта. В результате достигается значительная экономия.

Еще большая экономия может быть достигнута за счет резкого сокращения сроков проектирования, благодаря чему можно ускорить ввод в эксплуатацию предприятия, что особенно важно при освоении крупных и богатых по содержанию полезных компонентов месторождений. Должна быть также учтена экономия от автоматизированного получения информации, разработки проекта и изготовления проектно-сметной документации, особенно за счет сокращения затрат труда.

Эффективность применения САПР может быть установлена на основе сравнения вариантов проекта, выполненных без применения САПР (базовый вариант) и на ее основе (новый вариант), согласно которым запроектированный для одного и того же месторождения рудник может отличаться по целому комплексу параметров и показателей: 1) производственной мощности и срока отработки месторождения; 2) качеству добываемого полезного ископаемого и затратам на его добычу и переработку (капитальные и эксплуатационные); 3) временем проектирования и ввода в эксплуатацию рудника; 4) затратам труда, материалов, энергии и других ресурсов на разработку и оформление проектно-сметной документации.

В общем виде экономия (руб.) от применения САПР может быть определена по следующей формуле:

$$Э_с = Э_м + Э_в + Э_{ув} + Э_{щд},$$

где $Э_м$ — эффект на предприятиях за счет оптимальных параметров рудников и применения рациональных технологий, выбранных благодаря использованию более полной и достоверной исходной информации для расчетов и прогрессивных методик решения задач, руб.; $Э_в$ — эффект на предприятиях за счет более совершенных решений, полученных путем перебора большего количества вариантов, руб.; $Э_{ув}$ — эффект за счет ускорения проектирования и ввода в эксплуатацию месторождения, руб.; $Э_{щд}$ — эффект за счет автоматизации разработки, изготовления и оформления проектно-сметной документации и получения исходной информации для составления проектов, руб.

Экономия за счет использования более достоверной исходной информации, более полной и совершенной методической основы, а также за счет перебора большего количества вариантов,

что обеспечивает оптимальные параметры рудников, более эффективные технологии и более высокое качество добываемого полезного ископаемого, может быть определена как разница эффектов при двух разных технологиях от разработки одного и того же месторождения по следующим формулам:

1) в расчете на год по прибыли

$$Э_м + Э_в = A(ц_д - с_д) - A_б\,(ц_{дб} - с_{дб});$$

2) в расчете на весь срок отработки месторождения

а) по прибыли

$$\sum_{i=1}^{t}(Э_м + Э_в) = \sum_{1}^{t} A(ц_д - с_д) - \sum_{1}^{t} A_б(ц_{дб} - с_{дб});$$

б) по капитальным затратам

$$\sum_{1}^{t}(Э'_м + Э'_в) = A_б К_{дб} - A К_д.$$

С учетом эффекта за счет ускорения проектирования и ввода в эксплуатацию экономию по величине прибыли можно определить по формулам:

1) в расчете на год

$$Э_м + Э_в + Э_{ув} = A(ц_д - с_д)(1 + E)^{\Delta t} - A_б(ц_{дб} - с_{дб});$$

2) в расчете на весь срок отработки

$$\sum_{i=1}^{t}(Э_м + Э_в + Э_{ув}) = \sum_{i=1}^{t} A_i(ц_{дi} - с_{дi}) - \frac{1}{(1+E)^{\Delta t}} \sum_{i=1}^{t} A_{бi}(ц_{дбi} - с_{дбi}).$$

В этих формулах приняты следующие условные обозначения: A и $A_б$ — производственная мощность рудника при новом и базовом вариантах, т/год; $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность и затраты на добычу и переработку рудной массы при технологии, выбранной с применением автоматизированного проектирования, руб/т; $ц_{дб}$ и $с_{дб}$ — то же, при обычных методах проектирования, руб/т; $К_{дб}$ и $К_д$ — удельные капиталовложения при обычных методиках проектирования и с применением системы автоматизиро-

ванного проектирования, руб.; E — коэффициент приведения прибыли и затрат во времени; $t_б$ и t — сроки проектирования предприятия при обычных и автоматизированных методах, лет; Δt — разница в сроках, лет.

Чем выше разница в сроках проектирования и освоения месторождения, тем больше эффект.

Эффект $Э_{пд}$ определится как разница затрат на подготовку исходных данных и изготовление проектно-сметной документации до (вручную) и после применения системы автоматизированного проектирования, т.е.

$$Э_{пд} = З_{пд} - З_{пдб},$$

где $З_{пдб}$ и $З_{пд}$ — затраты на выполнение и оформление проектно-сметной документации до и после применения системы автоматизированного проектирования, руб.

ГЛАВА 3

КРИТЕРИИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ. УЧЕТ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ И ВЕРОЯТНОСТНОГО ХАРАКТЕРА ИНФОРМАЦИИ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О КРИТЕРИЯХ ОЦЕНКИ

Многообразие задач и важность учета качества добываемой рудной массы при оптимизации параметров рудников и технологии горных работ требуют особого подхода и тщательного выбора в каждом конкретном случае соответствующих критериев экономической оценки.

Слово «критерий» происходит от греческого «критерион», что означает «мерило». Это мерило необходимо выбрать так, чтобы оно полностью соответствовало уровню поставленной задачи.

В экономической практике, а также в теории и практике выбора горно-технических решений оптимизации параметров горных работ известно довольно много различных показателей, применяемых в качестве критериев оценки тех или иных вариантов и определения эффективности производства.

Степень комплексности и взаимосвязи, а также количество учитываемых факторов в огромной степени зависят от уровня решения задач, т.е. с учетом интересов какого уровня решается задача: добычного участка, рудника, рудоуправления, комбината, объединения, подотрасли, отрасли или народного хозяйства в целом. Из них первый — низший уровень, последний — самый высший. В зависимости от характера задачи должен быть принят тот или иной полностью соответствующий этой задаче уровень и критерий. На наиболее высоком уровне для оценки результатов деятельности горно-рудных отраслей промышленности и народного хозяйства в целом главным измерителем эффективности является валовая продукция (национальный доход) или чистая продукция. Для горно-добывающей отрасли валовая продукция — это совокупность всей произведенной из добытой рудной массы конечной продукции, выраженная в оптовых ценах. Чистая продукция представляет собой вновь созданную стоимость, т.е. валовую продукцию за вычетом материальных затрат на материалы, энергию и амортизацию основных средств. Применяется также показатель чистого дохода, который представляет собой валовую продукцию за вычетом материальных затрат и расходов на оплату труда (заработная плата, отчисления в соцстрах и др.).

В качестве основных показателей эффективности использования ресурсов на более низком уровне (горные предприятия) применяют много разных показателей, в частности, себестоимость руд и концентратов с учетом их ценности, а также другой конечной продукции, прибыль, рентабельность производства, величину и срок окупаемости капиталовложений, дифференциальную горную ренту, удельные капитальные затраты, приведенные затраты, замыкающие затраты, а также показатели, учитывающие ценность добываемой рудной массы, ущерб окружающей среде и др.

В связи с изменением экономической политики несколько изменились роль и значение критериев оценки. Часть из них потеряла былое значение (например, приведенные затраты в традиционном виде), роль других, наоборот, возросла (например, дифференциальная рента, прибыль). Тем не менее, необходимо знание всех критериев и особенно их соотношения. Дело в том, что большинство действующих горно-добывающих предприятий запроектировано на основе критерия приведенных затрат, показателей эффективности государственных капиталовложений и др.

Для переоценки запасов полезных ископаемых и горно-добывающих предприятий и их перепроектирования (реконструкции, технического перевооружения, расширения или сокращения) с целью повышения эффективности разработки месторождений в современных условиях очень важно уметь соизмерять различные критерии. Тем более, что горная промышленность еще долго будет базироваться на ранее построенных предприятиях, поскольку строительство новых шахт и рудников весьма ограничено.

В зависимости от характера задач по выбору того или иного технического решения в качестве критерия может применяться либо один из показателей, либо один из показателей в комплексе с другим, при этом они дополняют друг друга. Для решения наиболее сложных задач и общей оценки строительства того или иного горно-рудного предприятия в качестве критерия обычно применяется целая совокупность технико-экономических показателей.

Одним из важнейших принципов выбора критерия оценки эффективности проектных решений, особенно при комплексной оценке проекта рудника, является учет всех возможных последствий применения запроектированного мероприятия как в сфере производства руд, концентратов и металлов, так и в сфере других отраслей народного хозяйства, где будет потребляться продукция запроектированного предприятия и где проявится его экономическое влияние, а также социальные, экологические и другие последствия.

Главнейший фактор, определяющий эффективность проектирования рудников, шахт, других предприятий, осуществляющих разведку и эксплуатацию месторождений полезных ископаемых, — достоверность и точность исходных данных для решения задач. Практически все геологические и технико-экономические показатели, используемые при проектировании, имеют стохастический (вероятностный) характер, поэтому критерии для решения всех задач проектирования должны вместо обычно принимаемых детерминированных показателей учитывать их вероятностный характер на основе определения их математического ожидания. Прежде всего, это касается таких показателей, как величина балансовых и забалансовых запасов и содержание в них полезных и вредных компонентов, извлекаемая ценность добываемых полезных ископаемых, руд и концентратов (с учетом вероятностного характера отпускных цен), потери и разубоживание полезных ископаемых, затраты на добычу и переработку, другие показатели, связанные с оценкой последствий влияния горных работ на окружающую среду. Среди задач проектирования — оценка целесообразности детальной разведки месторождений, оценка и подсчет запасов при установлении временных и постоянных кондиций, обоснование производственной мощности шахт и рудников, сравнение способов разработки месторождений, обоснование схем и параметров, способов вскрытия и подготовки, систем разработки, формирование оптимальных грузопотоков, оценка ущерба от потерь и разубоживания полезных ископаемых и их нормирование (оптимизацию), оценка способов сортировки и усреднения добытых полезных ископаемых, определение основных показателей переработки руд и концентратов и другие показатели.

В зависимости от степени достоверности исходных показателей результаты расчетов по сравнению вариантов могут очень сильно отличаться, вплоть до взаимопротивоположных решений.

Учет вероятностного характера информации для проектирования позволяет расширить область применения поэтапного освоения месторождений, повторной их разработки, способов разработки, обеспечивающих предварительное детальное изучение подготавливаемых и готовых к выемке запасов полезных ископаемых. Это дает возможность значительно сократить потери и разубожи-

вание полезных ископаемых. Только благодаря более точному определению геологоразведочных данных о запасах и технико-экономических показателей добычи и переработки, снижению потерь и разубоживания можно сократить число разведуемых и эксплуатируемых месторождений, а также нарушаемых природных объектов, что, соответственно, уменьшит ущерб окружающей среде от горных работ не менее чем в 1,5—2 раза.

Для определения эффективности капиталовложений при проектировании и строительстве рудников и оптимизации их параметров расчеты должны осуществляться на основе методик, инструкций и других материалов, утвержденных государственными органами и являющихся официальными документами.

3.2. ЭФФЕКТИВНОСТЬ КАПИТАЛЬНЫХ ВЛОЖЕНИЙ

Один из главных показателей эффективности (критериев) принимаемых решений — величина капитальных вложений и их эффективность.

Эффективность капитальных затрат считалась допустимой, если они окупались в течение нормативного срока $T_н$, когда выдерживается нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат $E_н \geq К/T_н$. В черной и цветной металлургии $E_н$ был принят равным 0,15, а срок окупаемости $T_н = 1/E_н$ — 6,7 года.

Если эффективность капиталовложений оказывалась допустимой, то сравнением вариантов устанавливали, в каком из них эффективность более высокая. Для этого применяли следующие формулы:

а) в целом по народному хозяйству за критерий абсолютной экономической эффективности капитальных вложений принимали величину прироста национального дохода $\Delta Д_к$ по отношению к капитальным вложениям К, вызвавшим этот прирост,

$$Э_{нк} = \frac{\Delta Д_к}{К};$$

б) по отраслям промышленности за критерий принимали отношение прироста годового объема чистой продукции к капитальным вложениям, вызвавшим этот прирост в рублях на рубль капитальных затрат

$$Э_{чп} = \frac{\Delta ЧП}{К},$$

где ΔЧП — прирост чистой продукции;

в) по отраслям, видам производств, хозяйственным объединениям и предприятиям, отношение прироста годового объема чистой продукции (нормативной) к капитальным вложениям, вызвавшим этот прирост, т.е.

$$Э_{чп(н)} = \frac{\Delta ЧП(н)}{К},$$

где ΔЧП(н) — прирост чистой продукции (нормативной);

г) по объединениям, предприятиям в качестве эффективности использовали рентабельность капитальных вложений

$$Э_{п} = \frac{\Delta П}{К},$$

где ΔП — прирост прибыли, вызванный капиталовложениями К;

д) по вновь строящимся предприятиям, цехам, объектам, показатель рентабельности, который определяли как отношение прибыли к капитальным вложениям,

$$Э_{кп} = \frac{Ц - С}{К_с},$$

где Ц — годовой выпуск рудной массы по конечной продукции в оптовых ценах предприятия (без налога с оборота); С — себестоимость годового выпуска продукции; $К_с$ — сметная стоимость строительства объекта.

По нерентабельным (планово убыточным) предприятиям этот критерий определялся по формулам

$$Э_{кс} = \frac{c_1 - c_2}{К_с}, \qquad T_{кс} = \frac{К_с}{c_1 - c_2},$$

где c_1 и c_2 — себестоимость годового выпуска продукции с учетом ее качества соответственно до и после проведения мероприятия; $T_{кс}$ — срок окупаемости, лет.

3.3. ПРИВЕДЕННЫЕ ЗАТРАТЫ

Если сравниваемые варианты отличались не только по величине капиталовложений, но и по себестоимости, т.е. в наиболее общем случае, сравнение осуществляли на основе критерия приведенных затрат. Этот критерий был рекомендован Типовой методикой и применялся наиболее широко при сравнении вариантов, обеспечивающих одинаковое качество продукции или взаимозаменяемой продукции.

Приведенные затраты — это сумма себестоимости (текущих расходов) и капитальных вложений, приведенных к одинаковой размерности на основе норматива эффективности (руб.), т.е.

$$С_{пр} = С + E_н К \text{ или } К + T_н С = С_{пр},$$

где С — сумма текущих годовых затрат (себестоимость) по тому или иному варианту; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (ранее принимался $E_н = 0{,}15$); К — капитальные затраты по тому же варианту; $T_н$ — нормативный срок окупаемости капитальных вложении (ранее принимался $T_н = 6{,}7$ лет).

В условиях рынка коэффициент эффективности капиталовложений может быть установлен исходя из допустимого по условиям срока окупаемости капиталовложений или из условия обеспечения какого-то требуемого уровня прибыльности. Если по условиям окупаемости взятого в кредит капитала К под годовой процент, равный Р, требуется не более T лет, то допустимый коэффициент эффективности капиталовложений, при возможной годовой прибыли, равной $П = A(ц_д - с_д)$, определится как

$$E_н = \frac{A(ц_д - с_д)}{К\left(1 + \frac{Р}{100}\right)T}$$

из условия равенства

$$\frac{П}{E_н} = К\left(1 + \frac{Р}{100}\right)T.$$

При сравнении эффективности капиталовложений на объектах с неизменной производственной мощностью, но одинаковым

качеством продукции этот критерий ($с_{пр}$) считался вполне достаточным для решения задач любого уровня.

Однако если сравниваемые варианты отличаются по величине годовой производственной мощности, от чего в значительной мере зависит величина удельных капиталовложений (чем больше производственная мощность, тем меньше удельные капиталовложения), то более рационально пользоваться критерием удельных приведенных затрат (руб/т)

$$с_{пр} = К_{уд} + с T_н;$$

$$с_{пр} = с + E_н К_{уд},$$

где $К_{уд}$ — удельные капиталовложения на 1 т годовой добычи; $с_{пр}$ — себестоимость добычи единицы продукции, руб/т.

Этот критерий являлся основным при решении проектных задач, поскольку позволял учесть изменения производственной мощности. По мере изменения производственной мощности рудника изменяется как $с_д$, так и $К_{уд}$. При прочих равных условиях, чем больше производственная мощность подземного рудника, тем меньше удельные капиталовложения и удельные эксплуатационные затраты.

Критерий удельных приведенных затрат тоже применим лишь в частных простейших случаях при условии постоянства ежегодных эксплуатационных затрат и единовременности капитальных вложений, а также примерно одинаковом сроке службы предприятия. На основе определения минимума удельных приведенных затрат при оптимизации параметров горнорудных предприятий решались задачи по установлению оптимальной производственной мощности рудника, по выбору параметров и других технических решений для тех случаев, когда сравниваемые варианты обеспечивают примерно одинаковое качество производимой продукции и срок работы предприятия.

Главный недостаток приведенных затрат, как критерия оценки, заключается в том, что в них не учитываются качество и ценность получаемой продукции, а также полнота использования недр.

Если сравниваемые при оптимизации параметров варианты обеспечивают разный уровень качества производимой продукции (рудной массы, концентратов), то применение ранее приведенных критериев может привести к ошибочным решениям.

Недостаток критерия «приведенные затраты» — трудность учета качества добываемого полезного ископаемого при сравниваемых вариантах технологии разработки месторождений.

Чтобы учесть изменение качества добываемого полезного ископаемого и его ценность при оценке вариантов по критерию «приведенные затраты», некоторые авторы предлагают отнимать от этого критерия при лучшем варианте разницу в прибыли ($\Delta П_р$), которая образуется при этом варианте благодаря повышению качества добытого полезного ископаемого.

Критерий оценки (руб/т) при новом варианте имеет вид

$$c_{пр} = c_д + E_н K_{уд} - \Delta П_р.$$

Тогда как при базовом варианте —

$$c_{прб} = c_д + E_н K_{уд}.$$

В первом из этих критериев несколько лучше учитывается увеличение прибыли при повышении качества добываемого полезного ископаемого. Однако, во-первых, он учитывает только изменение эксплуатационных затрат по разнице в прибыли без учета второй составляющей критерия приведенных затрат, характеризующей эффективность капиталовложений. Во-вторых, при расчетах имеет значение не только разница в прибыли или себестоимости, но и абсолютная величина этой себестоимости. В-третьих, повышение качества добываемого полезного ископаемого часто возможно только при дополнительных эксплуатационных затратах и дополнительных капитальных вложениях (например, при переходе на системы с закладкой). В-четвертых, изменение качества добываемого полезного ископаемого может повлечь за собой изменение производственной мощности горного предприятия как по рудной массе, так и по конечному продукту.

В случае изменения производственной мощности рудника, изменятся удельные условно-постоянные затраты, а значит, изменится и себестоимость добычи. Кроме того, по этой же причине

изменятся и удельные капитальные затраты. Поэтому критерий, учитывающий изменение прибыли, далеко не полностью учитывает эффективность мероприятий по повышению качества добываемого полезного ископаемого и может быть с осторожностью применен лишь в отдельных частных случаях. В ряде случаев на основе такого критерия можно прийти к ошибочному решению.

Допустим, что отпускная цена добытого полезного ископаемого при базовом варианте разработки равна 50 руб/т, а при новом — 60 руб/т. Если себестоимость добычи при базовом варианте равна 48 руб/т, а удельные капиталовложения составляют 600 руб/т, то при базовом варианте $c = 48 + 0{,}15 \cdot 600 = 138$ руб/т, а при новом $c_{пр} = 48 + 0{,}15 \cdot 600 - (60 - 50) = 38 + 90 = 128$ руб/т. Согласно этому расчету, новый вариант лучше (экономичнее). Но, если повышение качества при новом варианте может быть достигнуто лишь за счет увеличения себестоимости добычи, например, на 12 руб/т, то этот вариант вроде бы невыгоден. Однако, если учесть, что повышение качества приведет к росту эффективности капиталовложений, то результат будет иной. Для исключения ошибки необходимо в критерии «приведенные затраты» учесть качество и, соответственно, ценность (отпускную цену) добываемого полезного ископаемого.

При сравнении вариантов, обеспечивающих разное количество продукции или взаимозаменяемой продукции, что наиболее характерно для горно-рудных отраслей, может применяться показатель приведенных затрат, в котором сумма себестоимости (текущих расходов) и капитальных вложений, приведенных к одинаковой размерности на основе норматива эффективности, даются с учетом содержания металлов или извлекаемой ценности добываемой рудной массы или конечного продукта, т.е.

$$c_{пр} = (c + E_н K)\frac{a_б}{a},$$

где с — сумма текущих годовых затрат (себестоимости) по тому или иному варианту; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений; К — капитальные затраты по тому же варианту; $a_б$ и а — содержание металла в добываемой рудной массе при базовом и другом вариантах, %.

При сравнении эффективности капиталовложений на рудниках с неизменной производственной мощностью и разным качеством продукции этот критерий вполне достаточен для решения большого числа задач оптимизации параметров рудников и технологии горных работ.

Если сравниваемые варианты отличаются по величине годовой производственной мощности, то более рационально пользоваться критерием удельных приведенных затрат (руб/т) в расчете на 1 т рудной массы с каким-то базовым содержанием в ней металлов

$$c_{пр}=\frac{a_б}{a}(c_д+E_н K_{уд}),$$

где $c_д$ — себестоимость добычи единицы продукции, руб/т; $K_{уд}$ — удельные капиталовложения в рублях на 1 т годовой добычи.

Если руды многокомпонентны, особенно при комплексном их использовании, то качество добываемого полезного ископаемого не может быть определено только содержанием одного металла. В этих случаях необходимо пользоваться формулой приведенных затрат в расчете на 1 т руды (руб.) с базовой ценностью (за базовый может приниматься любой вариант), т.е.

$$c_{пр}=\frac{ц_{дб}}{ц_д}(c_д+E_н K_{уд}),$$

где $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и новом вариантах, руб/т.

Расчет по этой формуле для ранее приведенного примера показывает, что более эффективным по критерию «приведенные затраты» с учетом качества продукции является новый вариант, несмотря на то, что себестоимость добычи при нем больше,

$$c_{пр}=(48+12+0{,}15\cdot 600)\frac{50}{60}=\frac{150\cdot 50}{60}=125 \text{ руб/т.}$$

Если бы решение было принято на основе критерия приведенных затрат без учета качества добываемых полезных ископаемых, то приведенные затраты были бы на 16 руб/т больше, чем по критерию без учета качества, и на 2 руб/т больше, чем при базовом варианте.

Обязательным условием правильности применения критерия приведенных затрат для решения задач оптимизации параметров рудников и технологии горных работ при проектировании горнорудных предприятий должно быть обеспечение условия сравнимости вариантов не только по качеству (ценности) получаемой продукции, но и по уровню использования недр.

3.4. ПРИБЫЛЬ, РЕНТАБЕЛЬНОСТЬ И ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНАЯ ГОРНАЯ РЕНТА

Главный недостаток показателя приведенных затрат, как критерия оценки в расчете на 1 т рудной массы, которая является продуктом деятельности рудников, заключается в том, что в них не учитывается полнота использования недр.

Критерии прибыли и дифференциальной горной ренты в этом отношении имеют значительные преимущества. В расчете на 1 т руды балансовых запасов величина удельной прибыли определяется (руб/т) как

$$П_р=\frac{1-П}{1-Р}(ц_д-c_д),$$

где П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы; $c_д$ — затраты на добычу и переработку рудной массы, руб/т.

Довольно часто пользуются показателем удельной прибыли в расчете на 1 т рудной массы (руб.)

$$П_р = ц_д - c_д.$$

Чтобы при расчетах по этой формуле поставить варианты в сравнимые условия по величине производимого конечного продукта, необходимо учесть ценность рудной массы при разных вариантах. В этом случае критерий прибыли в расчете на 1 т рудной массы при базовой ее ценности (или содержании в ней металлов), подобно такому же критерию приведенных затрат, может иметь вид

$$П_р=(ц_д-c_д)\frac{ц_д}{ц_{дб}},$$

где $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и другом варианте, руб/т.

На основе максимизации прибыли в настоящее время решается большое число задач по выбору проектных решений, например, при оценке месторождений, систем разработки, установлении нормативов потерь и разубоживания руды, определении границ открытых работ и др.

Критерии прибыли и дифференциальной ренты совершенно не отражают степени использования примененных в процессах добычи и переработки производственных фондов. Этот важный фактор учитывается показателем рентабельности производственных фондов. Рентабельность по отношению к фондам выражается как отношение суммы годовой прибыли к производственным фондам предприятия по формуле

$$\text{Рент} = \frac{A(ц_д - с_д)}{Q_{оф} + Q_{обф}},$$

где A — годовая производственная мощность предприятия по рудной массе, т/год; $Q_{оф}$ и $Q_{обф}$ — величины основных фондов и оборотных средств предприятия, руб.

Этот показатель применяется в качестве основных оценочных показателей для определения эффективности проекта предприятия в целом. Он может быть определен как для рудника отдельно, так и в комплексе его с обогатительной фабрикой и металлургическим заводом.

Другой показатель рентабельности представляет собой отношение удельной прибыли к эксплуатационным затратам

$$\text{Рент} = \frac{ц_д - с_д}{с_д},$$

где $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность добываемой и перерабатываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу и переработку, руб/т.

Учет стадий переработки в этом показателе позволяет более полно оценить эффективность использования эксплуатационных затрат.

Дифференциальная горная рента (руб.) определяется по той же общей зависимости, что и прибыль, только вместо отпускной цены (как принято при определении прибыли) рудная масса оценивается на основе замыкающих затрат (руб/т)

$$Д_р = ц_{дз} - с_д,$$

где $ц_{дз}$ — ценность добываемой рудной массы по замыкающим затратам, руб/т; $с_д$ — затраты на добычу рудной массы.

$$ц_{дз} = 0{,}01A(1 - Р)З_з,$$

где c — содержание металла в руде, %; $З_з$ — замыкающие затраты на 1 т металла в рудной массе.

Чтобы учесть потери и разубоживание руды, выражение дифференциальной ренты (руб/т) должно иметь следующий вид:

$$Д_р = (ц_{дз} - с_д)\frac{1 - П}{1 - Р}.$$

При определении дифференциальной горной ренты большое значение имеет правильное определение величины замыкающих затрат, в качестве которых принимаются предельно допустимые для отрасли или народного хозяйства затраты на производство продукции (руды, концентрата, металла) в рассматриваемом районе в данный период времени.

Для железной руды и основных руд цветных металлов, для которых отпускные цены устанавливаются на основе средней себестоимости, в качестве замыкающих затрат принималась самая высокая в том или ином районе себестоимость добычи и переработки с учетом транспорта сырья (руды, концентрата) до базового в данном районе металлургического завода.

Аналогично определялись замыкающие затраты на продукцию горной химии и промышленности нерудных ископаемых в пределах не одного бассейна добычи, а крупного экономического района.

Недостаток критериев удельной прибыли и дифференциальной горной ренты заключается в том, что они не учитывают количества производимой продукции и эффективности капиталовложений. Поэтому при изменяемой производственной мощ-

ности рудника, чтобы учесть разницу в капиталовложениях, необходимо применять критерий годовой прибыли (руб/год)

$$П_р = A(ц_д - с_д),$$

где A — производственная мощность рудника, т/год.

Эта формула имеет смысл также лишь в частном случае, когда срок отработки месторождения постоянный при обоих сравниваемых вариантах. В большинстве же случаев срок отработки будет разным, поэтому необходимо определять эффективность того или иного варианта технологии по прибыли за весь срок отработки месторождения по формуле

$$\sum_{i=1}^{t} П_р = \sum_{i=1}^{t} A(ц_{дi} - с_{дi}),$$

где t — срок эксплуатации, лет.

3.5. УЧЕТ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ

В практике проектирования рудников часто встречаются случаи сравнения таких вариантов, когда при одном из них большая часть капиталовложений приходится на первые годы, а при другом — в первые годы затраты минимальны, зато в дальнейшем требуются значительно большие капиталовложения. Для учета фактора времени с целью соизмерения разновременных затрат необходимо при расчетах вводить поправочный коэффициент, который называется коэффициентом приведения затрат по времени.

За момент оценки можно принимать любой год от начала строительства рудника до окончания отработки месторождения, но лучше приведение всех затрат и прибыли осуществлять к моменту начала эксплуатации горного предприятия. При этом величину затрат прошлых лет (годы строительства), приведенных к началу эксплуатации, определяют по формуле

$$с_{пр} = с_t(1 + E_к)^{t_с},$$

где $с_t$ — затраты, произведенные t лет назад; $1 + E_к$ — коэффициент дисконтирования; $t_с$ — период времени от вложения затрат до их оценки, лет.

Затраты каждого последующего года по сравнению с прошлыми должны оцениваться меньше на несколько процентов или в $К_{вр}$ раз. При этом

$$К_{вр} = (1 + E_к)^{-t_р},$$

где $E_к$ — норматив для приведения разновременных затрат, который ранее принимался равным 0,08; t — срок эксплуатации рудника с момента ее начала, лет.

Каждый рубль, вложенный в строительство рудника за пять лет до начала его эксплуатации при $E_к$ = 0,08 можно оценить на момент начала, как $(1 + 0{,}08)^5 = 1{,}47$, а каждый рубль, затраченный на добычу руды через 9 лет после начала эксплуатации, приведенный к моменту начала добычи, по формуле оценивается (руб.) как

$$\frac{1}{(1+0{,}08)^9} = 0{,}503.$$

Оценки затрат и прибыли в зависимости от времени их вложения и получения, приведенные к моменту начала эксплуатации рудника, характеризуются схемой рис. 3.1.

Если срок строительства рудника равен $t_с$, а отработки месторождения $t_р$, то приведенные во времени капиталовложения за весь срок строительства и эксплуатации можно выразить формулой

$$К_{пр} = К_1(1+E_к)^{t_с-1} + К_2(1+E_к)^{t_с-2} + \ldots + Кt_с(1+E_к) +$$
$$+ \frac{К'_2}{1+E_к} + \frac{К'_3}{1+E_к} + \ldots + \frac{К_{t_р}}{(1+E_к)^{t_р-1}}.$$

Если ежегодные капиталовложения постоянны, то их сумма, приведенная к началу эксплуатации, определяется по формуле

$$К_{пр} = К_с \frac{1-(1+E_к)^{t_с-1}}{E_к} + К_э \frac{(1+E_к)^{t_с-1}}{E_к(1+E_к)^{t_р-1}},$$

где $К_с$ и $К_э$ — ежегодные капиталовложения в период строительства рудника и в период его эксплуатации, руб/год.

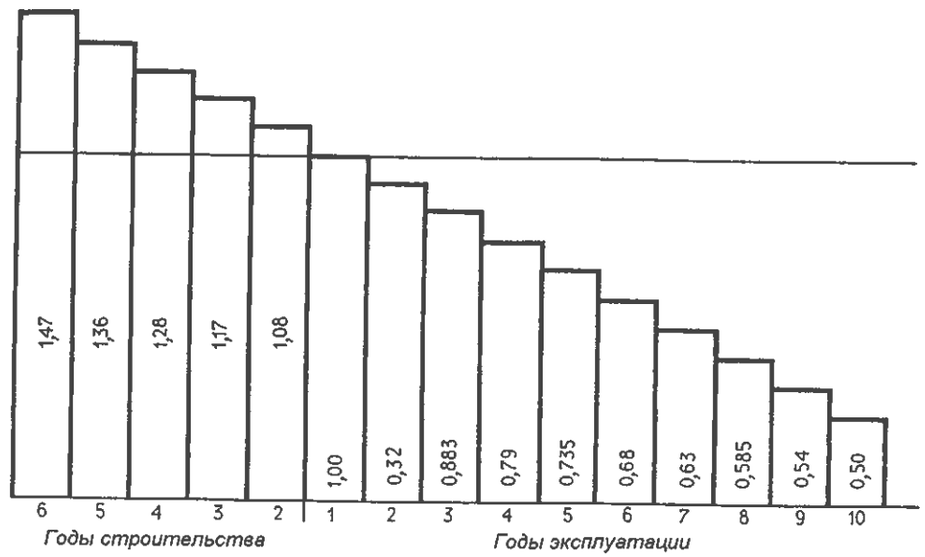


Рис. 3.1. Схема, поясняющая приведение затрат прошлых и будущих лет к первому году эксплуатации

Если в первый год работы рудника прибыль определится по номиналу $П_{рг} = (ц_д - с_д)A$, то в следующий (второй) год с учетом фактора времени она будет равна (руб.)

$$П_{рг}=(ц_д - с_д)\,A\frac{1}{1+E},$$

где E — коэффициент дисконтирования прибыли во времени.

Сумма прибыли за какой-то срок разработки месторождения с учетом фактора времени определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = A_t(ц_{д t} - с_{д t})\left[1+\frac{1}{1+E}+\frac{1}{(1+E)^2}+\ldots+\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}\right]=$$

$$=\sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{д t} - с_{д t})\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}},$$

где $t_р$ — расчетный срок отработки, лет; A_t — производственная мощность рудника (шахты) в t-й год, т/год; $ц_{д t}$ и $с_{д t}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого (рудной массы) и затраты на добычу и переработку в t-й год, руб/т; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени.

Если производственная мощность рудника по рудной массе постоянна в течение всего срока отработки месторождения t и равна A т/год, то общая сумма прибыли за весь срок отработки с учетом фактора времени будет равна

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = A(ц_д - с_д)\left[1+\frac{1}{1+E}+\frac{1}{(1+E)^2}+\ldots+\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}\right]=$$

$$=A(ц_д - с_д)\frac{(1+E)^{t_р-1}}{E(1+E)^{t_р-1}},$$

где $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого (рудной массы) и затраты на добычу и переработку, руб/т.

Для того, чтобы определить удельную приведенную во времени прибыль, надо сумму прибыли разделить на суммарную добычу A_t и получить

$$П_р=(ц_д - с_д)\,\frac{(1+E)^t-1}{E(1+E)^{t-1}}\Bigg/\sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

При учете фактора времени за весь срок эксплуатации месторождения приводимая во времени величина капитальных и эксплуатационных затрат, прибыли и другого показателя становится очень небольшой, в ряде случаев даже небольшое различие в сроках может иметь большое экономическое значение, например, если на полгода — год раньше срока ввести в эксплуатацию богатое месторождение. Поэтому при сравнении вариантов учет фактора времени можно осуществлять только за период разницы в сроках отработки, когда относительный коэффициент приведения во времени равен

$$К'_в = \frac{1}{(1+E_к)^{\Delta t}},$$

где Δt — разница в сроках.

Например, если при одном из вариантов разработка начинается в текущем году и заканчивается через 10 лет, а при другом начинается в будущем и заканчивается на момент ввода в работу по первому варианту через 11 лет, то величина эффекта

при первом варианте будет больше, чем при втором в $(1 + 0{,}08)^{1-10} = 1{,}08$ раза.

В общем виде относительный коэффициент приведения во времени выражается формулой

$$K'_{в} = \frac{1}{(1+E_{к})^{t-t_{б}}},$$

где $t_б$ и t — соответственно сроки действия базового и другого вариантов, лет.

При сравнении и оценке вариантов разработки рудных месторождений, изменяющих по сравнению с базовыми вариантами качество выпускаемой продукции, должны быть учтены изменения затрат и эффектов как в сфере производства, так и в сфере потребления с учетом капитальных вложении и текущих затрат при производстве, транспортировании и использовании сырья и материалов. Полная величина эффекта при этом представляет собой алгебраическую сумму эффектов у производителя и потребителя.

Особенность оценки эффективности горно-добывающих предприятий заключается в том, что многие составляющие затрат осуществляются (имеют место) как до получения продукции (капитальные вложения до начала эксплуатации), так и после завершения отработки месторождений (ущерб окружающей среде), а не только в период эксплуатации.

Поэтому в некоторые годы прибыли не будет или она будет отрицательной, например, в период разведки месторождения, проектирования и строительства рудника, а также в конце срока отработки и в послеликвидационный период. До начала эксплуатации месторождения (иногда задолго до нее) осуществляются затраты на разведку месторождения и инфраструктуру региона, а также на проектирование, строительство рудника (шахты) и горно-обогатительного предприятия в целом.

В эти же периоды целый ряд отраслей, связанных с использованием земельных, водных, лесных и других природных ресурсов, а через эти отрасли и все общество несут убытки от вредного воздействия геологоразведочных и строительных работ. Эти затраты или убытки имеют место в смежных отраслях, и их также необходимо учитывать при оценке любого месторождения и определении эффективности геологоразведочных работ в целом.

Затраты такого рода, как правило, продолжают производить в период эксплуатации (по-видимому, в этот период они будут максимальны), а также после завершения эксплуатации месторождения, когда они также могут быть весьма значительны. Особенно, если не производится восстановление объектов окружающей среды, нарушенных при разведке и разработке месторождения, обогащении минерального сырья, других видах его переработки и они остаются в таком состоянии в течение длительного времени, часто практически навсегда.

Учет фактора времени в ряде случаев совершенно необходим, например, для обоснования эффективности поэтапного освоения месторождений, особенно крупных по запасам. Соответственно и оценка месторождения должна учитывать возможность поэтапной его отработки. Если сначала построить рудник для разработки наиболее разведанной и богатой части месторождения с минимальными первоначальными капитальными затратами, а затем после более детального изучения месторождения горными работами реконструировать его, вовлечь в эксплуатацию остальную (в том числе обедненную) часть запасов, то можно увеличить производственную мощность предприятия с минимальными дополнительными капитальными затратами.

3.6. КОМПЛЕКСНЫЕ КРИТЕРИИ

Применительно к условиям горно-рудной промышленности критерий оптимальности может быть представлен в виде суммы комплекса показателей, характеризующих экономичность любого варианта по сравнению с базовым не только в сфере производства, но и в сфере потребления руд, концентратов и металлов, которые должны применяться при решении крупных принципиальных задач, вплоть до комплексной оценки проекта в целом. При оценке новых проектов, особенно при определении эффективности реконструкции, расширения или технического перевооружения действующих предприятий, очень важно иметь в виду возможность улучшения использования уже имеющихся производственных фондов рудников, обогатительных фабрик, металлургических заводов и различных видов транспорта, а также имеющиеся освоенные до той или иной стадии запасы полезных ископаемых.

В силу специфики рудных месторождений, в частности, сложности их геологического строения и неравномерности оруденения, величина запасов руды и содержания в ней металлов довольно часто подтверждается лишь на 60—90 % и построенные на них предприятия по добыче и переработке руды оказываются загруженными далеко не на полную мощность и сырьем далеко не того качества. По мере отработки запасов незагруженные мощности по добыче и переработке руд еще больше возрастают. Стоимость таких фондов в горно-металлургической промышленности очень высока, поэтому улучшение их использования имеет огромное значение.

Многие перерабатывающие предприятия цветной и черной металлургии загружены рудой и концентратами недостаточно, особенно местным сырьем. Большое количество руд и концентратов завозится на обогатительные фабрики и металлургические заводы издалека при задалживании огромных мощностей транспорта.

Если в этих условиях увеличить производство руд и концентратов вблизи перерабатываемых мощностей, то за счет улучшения использования имеющихся мощностей рудников, фабрик, заводов и транспортных средств может быть получен большой экономический эффект.

Реконструкция, техническое перевооружение действующих горно-рудных и перерабатывающих предприятий, а также комплексное использование минеральных ресурсов обычно в 2—3 раза более эффективны по сравнению со строительством новых предприятий именно потому, что залогом их эффективности является более полное использование уже имеющихся ресурсов (производственных фондов и запасов).

Оценка вариантов проектных решений с учетом возможностей увеличения производства продукции на избыточных мощностях и уменьшения задалживания огромных капиталовложений и текущих затрат на транспорт позволяет более объективно установить эффективность этих решений с народнохозяйственных позиций.

В целом, следует отметить, что принятые в ранее рассмотренных методиках критерии по сути мало отличаются от применявшихся до недавнего времени в качестве основных критериев для решения большинства задач разработки месторождений себестоимости добычи и приведенных затрат в расчете на 1 т добываемого полезного ископаемого и прибыли в расчете на 1 т погашаемых

балансовых запасов. Критерий «приведенные затраты» в его традиционном понимании в современных условиях потерял смысл, а применение критерия прибыли в расчете на 1 т балансовых запасов требует соответствующего его изменения, например, чтобы учесть разницу в капиталовложениях, во времени осуществления сравниваемых вариантов, а также по величине производственной мощности предприятий относительно добычи и переработки.

Поэтому необходимо принять критерии, более полно отвечающие новым экономическим условиям. Важно иметь в виду, что в зависимости от принимаемых схем и параметров вскрытия будут изменяться не только капитальные и эксплуатационные затраты, но и сроки строительства рудника (и оплата процентов за кредиты), время получения прибыли, полнота использования недр и другие факторы. При разных способах вскрытия и подготовки можно обеспечить разную производственную мощность рудника, и для того, чтобы начать выдавать полезное ископаемое и получать прибыль (дополнительную прибыль), надо сделать разные предварительные затраты и потратить разное время на выполнение горно-капитальных и подготовительных работ, на освоение нового оборудования и др., например, на подготовку новых этажей (если сравнивать способы вскрытия и подготовки горизонтов, способы подготовки и отработки запасов прямым или обратным ходом, полевой и рудной подготовки), изменение схем и параметров блоков, конструкций днищ блоков и др.

При разных схемах вскрытия, подготовки и системах разработки следует произвести разные затраты на подготовку необходимых для нормальной работы горного предприятия вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. Если при плановой экономике этот фактор можно было не учитывать, поскольку каждое предприятие средства на реконструкцию рудников, вскрытие и подготовку новых горизонтов, внедрение новой техники получало от отрасли или государства, то в условиях рыночной экономики неучет их может привести к ошибочным выводам. Экономическое значение фактора сравнительный оценки схем и способов вскрытия месторождения и подготовки этажей, а также конструкций днищ блоков заключается в том, что при вариантах и конструкциях вскрытия и подготовки, обеспечивающих уменьшение объемов и удельных объемов трудоемких и дорогостоящих проходческих

работ, ускорение проходки вскрывающих, подготовленных и нарезных выработок, представляется возможным иметь значительно меньшие по величине вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы. Следовательно, при этих вариантах подготовки удельные капитальные затраты и затраты времени на подготовку запасов к эксплуатации будут меньше (в частности, меньше время задалживания кредитов на капитальные работы, а также эксплуатационные затраты на поддержание уже пройденных подготовительных выработок на резервных запасах). Практика рудников подтверждает важность этого обстоятельства.

Первое принципиальное положение методики технико-экономической оценки любого варианта разработки месторождений полезных ископаемых заключается в том, что должна определять эффективность разработки не отдельного какого-то участка месторождения, а всего месторождения с этим участком или без него. При этом необходимо учитывать все важнейшие факторы, обусловливающие эффективность работы горного предприятия на всех стадиях, включая подготовку к добыче, добычу, переработку, транспортирование до потребителя и реализацию продукции.

Второе важное положение — необходимо учитывать с позиций интересов какого уровня ведутся расчеты. С позиции интересов государства расчеты для всех видов минерального сырья, в том числе угля и других топливно-энергетических ресурсов, следует осуществлять с учетом всех стадий добычи и переработки, вплоть до получения конечной продукции (металлов). С позиции интересов отдельных горно-добывающих предприятий расчеты до получения конечной продукции (металла) необходимо осуществлять только в том случае, если добычу, обогащение и металлургический передел выполняет одно и то же предприятие, для которого конечная продукция — металл, который оно продает. Если на предприятии конечная продукция — концентрат или товарный уголь (после обогащения), то с позиции интересов этого предприятия расчеты, включающие в себя стадию переработки (металлургического передела, производства энергии, химической продукции и т.п.) или использования, которую будет выполнять потребитель, осуществлять также имеет смысл, поскольку на основе расчетов может быть достигнуто соглашение с потребителем о разделе прибыли, получаемой потребителем в результате применения на горном или горно-обогатительном предприятии технологии, обеспечивающей повышение качества добываемого полезного ископаемого или получаемого из него концентрата. Если такого соглашения не будет, то это никак не повлияет на эффективность горного предприятия, поскольку, например, если эти концентраты проданы нескольким клиентам, в том числе на экспорт, то учесть эффективность дальнейших переделов весьма сложно.

Третье положение — цены на конечную (товарную продукцию) на каждом конкретном предприятии должны быть свои в зависимости от масштабов и характера рынка сбыта, объемов производства и качества производимой продукции, а также транспортных расходов.

Рассматривать и оценивать какой-то участок или контур запасов отдельно от основных запасов в принципе неверно. Всегда целесообразно бедные руды (одного сорта) обогащать вместе с богатыми, шихтовать их, потому что извлечение металлов при обогащении усредненной руды будет гораздо более высоким, чем при раздельном обогащении бедных и богатых руд. Очень важно также иметь в виду то обстоятельство, что при исключении из добычи части запасов может измениться производственная мощность рудника (в меньшую сторону). В случае, когда из добычи исключаются не только наименее богатые руды, но и руды низкой разведанности (например, категории C_2), то изменится средняя достоверность геологоразведочных данных о запасах. Если при базовом варианте величины запасов и кондиций половина запасов представлена бедными рудами, разведанными до категории C_2, то при их консервации или ликвидации (списании) разрабатываемые запасы будут не только богаче по содержанию, но и значительно достовернее. На вновь проектируемых и строящихся рудниках это позволит избежать огромных перерасходов эксплуатационных затрат и капитальных вложений, что особенно важно в современных экономических условиях.

Обоснование оптимального контура месторождения должно осуществляться путем сравнения нескольких вариантов разработки запасов, отличающихся по их величине и содержанию в них полезных компонентов. Один из вариантов необходимо принять за базовый. Естественно, каждому варианту будут соответствовать разные показатели извлекаемой ценности добываемой рудной массы, эксплуатационных и капитальных затрат на добычу и переработку, а также производственной мощности рудника по рудной массе.

В общем виде критерий для оценки той или иной предлагаемой к применению технологии с учетом разновременности затрат и прибыли может быть представлен суммой дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени или величиной удельной прибыли. При этом из суммы прибыли должна быть выделена (вычтена) ее часть на компенсацию капитальных вложений, затраченных на проектирование и строительство горного предприятия до начала его эксплуатации, а также в период его эксплуатации на реконструкцию и техническое перевооружение, вскрытие и подготовку новых горизонтов. Эти капитальные затраты будущих периодов на многих рудниках достигают, как правило, величины, равной первоначальным капитальным затратам. Необходимо учитывать, что величина первоначальных капиталовложений и вложений будущих периодов будет во многом зависеть от времени выполнения капитальных работ и процентной ставки на кредит для их выполнения.

Если не учитывать экологические и социальные последствия деятельности и закрытия шахт (рудников), т.е. рассматривать решение задач разработки месторождений с позиции экономических интересов горных предприятий, то в качестве критерия оценки технических решений и определения параметров горного предприятия может быть принята сумма дисконтированной прибыли, которая будет получена в течение какого-то расчетного срока (в частности, периода отработки всего месторождения) за вычетом капитальных вложений на строительство предприятия, поддержание его производственных мощностей с учетом процентной ставки на кредит для выполнения капитальных работ и времени выполнения этих работ, которая применительно к условиям вновь строящегося предприятия, в случае, если за начало отчета времени принять начало эксплуатации, т.е. после окончания строительства, определится по следующей формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_c+t_p} \Pi_{prt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_t(ц_{дt} - c_{дt})(1+E)^{-t_p+1} - \sum_{t=1}^{t_c} K_t\left(t+E_к\right)^{t_c} -$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_1}} \sum_{t=1}^{t_{c1}} K_{tp1}(1+E_к)^{t_{c1}} - \frac{1}{(1+E)^{t_2}} \sum_{t=1}^{t_{c2}} K_{tp2}(1+E_к)^{t_{c2}} -$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{tn}} \sum_{t=1}^{t_{cn}} K_{tpn}(1+E_к)^{t_{cn}},$$

где Π_{prt} — сумма годовой прибыли в t-й год работы горного предприятия, руб/год; t_c и t_p — срок строительства и расчетный срок эксплуатации рудника (шахты), лет: A_t — производственная мощность горного предприятия в t-й год, т/год; $ц_{дt}$ и $c_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого и эксплуатационные затраты на его добычу и переработку, руб/т; K_t — капитальные вложения на строительство предприятия в t-й год (до начала работы предприятия по добыче и переработке), руб/год; K_{tp1} — капиталовложения в t-й год 1-й реконструкции или вскрытия и подготовки новых запасов, руб/год; K_{tp2} — то же, в t-й год второй реконструкции, руб/год; K_{tpn} — то же, в t-й год n-ой реконструкции, руб/год; t_1, t_2, ..., t_n — время от начала работы горного предприятия, спустя которое начнутся 1-я, 2-я, ..., n-я реконструкции этого предприятия, лет; t_{c1}, t_{c2}, ..., t_{cn} — продолжительность времени 1-й, 2-й, ..., n-й реконструкции предприятия, лет; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени; $E_к$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку за кредиты.

Если не учитывать капиталовложения будущих периодов, то критерий оценки будет иметь более простой вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_p+t_c} \Pi_{prt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_{бt}(ц_{дt} - c_{дt})(1+E)^{-t_p+1} - \sum_{t=1}^{t_c} K_t(1+E_к)^{t_c}.$$

Удельная величина критерия определится по формуле (руб/т)

$$\Pi_p = \sum_{t=1}^{t_c+t_p} \Pi_{prt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_p} A_t.$$

Зная величину затрат на строительство горного предприятия, сроки строительства и процентные ставки за кредиты, можно определить срок окупаемости (t_{po}) капиталовложений исходя из равенства

$$\sum_{t=1}^{t_c} K_t(1+E_к)^{t_c} = \sum_{t=1}^{t_{po}} A_t(ц_{дt} - c_{дt})(1+E)^{-t_{po}+1},$$

где t_{po} — расчетный срок окупаемости новой технологии, лет.

Аналогично можно решить задачу определения срока окупаемости любого мероприятия по совершенствованию технологии добычи и переработки полезных ископаемых с целью повышения их качества.

Определив величину предварительных затрат C_{ct} и годовой прибыли, можно решить задачу определения срока окупаемости оцениваемого мероприятия по совершенствованию технологии горных работ, исходя из равенства затрат на предварительные работы и получаемой прибыли по формуле

$$\sum_{t=1}^{t_c} C_{ct}(1+E_к)^{t_c} \le \sum_{t=1}^{t_{ро}} A_t(ц_{дt} - с_{дt})\big/(1+E)^{t_{ро}-1}.$$

Из этих формул видно, что чем больше величина капитальных затрат на выполнение подготовительных работ и времени на их осуществление, тем меньше удельная прибыль и больше срок окупаемости варианта разработки.

Не учитывая разновременность затрат на капитальные и горно-подготовительные работы и получения прибыли, можно значительно завысить эффективность таких технологий, как системы с закладкой, с магазинированием руды и некоторых вариантов систем с обрушением, требующих больших объемов подготовительно-нарезных работ. Вместе с тем, можно занизить эффективность таких систем разработки, как камерно-столбовая и других, требующих минимальных затрат на подготовительно-нарезные работы. При базовом варианте технологии добычи (с большими капиталовложениями и сроком строительства или вскрытия новых запасов) эффективность определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}(ц_{дбt} - с_{дбt})\big/(1+E)^{t_{рб}-1} - \sum_{t=1}^{t_{сб}} К_{бt}(1+E_к)^{t_{сб}}.$$

Экономическая эффективность варианта технологии добычи с минимальными предварительными дополнительными затратами в сравнении с предыдущим вариантом определится по следующей формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_{сб}-t_с} A_t(ц_{дt} - с_{дt})\big/(1+E)^{\Delta t_с - 1} -$$

$$-\sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt} - с_{дt})\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t(1+E_к)^{t_с},$$

где $t_{сб} - t_с = \Delta t_с$ — экономия времени выполнения подготовительных работ при новом варианте технологии по сравнению с базовым, лет.

При этом варианте разработки прибыль будет получена уже в период, когда при базовом варианте технологии разработки на месторождении ведутся только подготовительные работы или приобретается и монтируется новое оборудование. К этому варианту технологии можно отнести такие системы разработки, как камерно-столбовая и ей подобные, при которых не требуется налаживать закладочное хозяйство, как при системах с закладкой, а объем подготовительно-нарезных работ минимален в отличие от систем с обрушением, подэтажных штреков и магазинированием руды. При системах с магазинированием руды кроме подготовки-нарезки требуется еще длительный период времени на отбойку и частичный выпуск, когда блок работает только на одну треть его полной производительности в период очистных работ. Чем больше период подготовительных работ, тем больше для нормальной работы рудника должно быть число находящихся в подготовке блоков. Однако при одной и той же рудной площади соответственно меньше будут число блоков в очистной выемке и производственная мощность рудника.

Поэтому снижение затрат на подготовку и уменьшение времени подготовительных работ имеют большое экономическое значение. Необходимо выбирать и создавать такие новые варианты технологии разработки, при которых дополнительные затраты минимальны или их можно перенести на будущие периоды времени. Например, такой вариант, при котором в первый период отрабатываются камерные запасы с минимальными затратами и минимальным разубоживанием, затем к концу отработки камерных запасов строится закладочный комплекс, выполняются закладочные работы, после чего извлекаются оставшиеся целиковые запасы. Эффективность такой технологии (третий вариант) по сравнению с первым вариантом определится по формуле

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{ргi} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt} - с_{дt})\big/(1+E)^{t_р-1} - \frac{1}{(1+E)^{t_1}} \sum_{t=1}^{t_с} С_{ct}(1+E_к)^{t_с},$$

где t_1 — срок после начала эксплуатации, когда началось строительство закладочного комплекса, лет.

Преимущество такого варианта технологии в том, что уже в первые годы может быть получена прибыль, за счет чего может быть накоплен собственный капитал для выполнения дополнительных подготовительных работ. К тому же получение прибыли возможно в течение более длительного периода, чем при первом варианте.

Аналогично по данной методике, учитывающей разновременность затрат и получения прибыли, могут быть решены и многие другие задачи эксплуатации горных предприятий — определение производственной мощности рудника (шахты), обоснование схем и параметров вскрытия и подготовки месторождений, сравнение способов и систем разработки, анализ различных способов управления качеством добываемого полезного ископаемого (шихтовка, сортировка, предконцентрация, усреднение и др.), определение высоты этажей и других параметров горных работ, установление нормативов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов и др.

Для правильного решения этих задач, особенно задач по управлению качеством добываемых полезных ископаемых, необходимо в каждом конкретном случае правильно определять величину извлекаемой ценности добываемых полезных ископаемых и затраты на их добычу и переработку.

3.7. УЧЕТ УЩЕРБА ОТ ГОРНЫХ РАБОТ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ

Ущерб, который наносится окружающей среде геологоразведочными и горными работами, является неотъемлемой составной частью издержек общества для того, чтобы произвести необходимое количество металлов, топливно-энергетических ресурсов, удобрений, строительных материалов и других продуктов, получаемых из добываемых полезных ископаемых. В период разведки и эксплуатации месторождений он складывается из ряда частей:

1. Нарушение площадей земель, занятых непосредственно предприятием, его отвалами и хвостохранилищами. Эти площади на крупных горно-обогатительных предприятиях достигают 35 км^2.

2. Снижение продуктивности земель, лесов, водных объектов, животноводческих и птицеводческих ферм на площадях, прилегающих к горным предприятиям. Эти площади около горно-обогатительных предприятий в 5—10 раз, а около металлургических заводов в 25—30 раз больше площадей, занимаемых непосредственно предприятием.

3. Повреждение, разрушение промышленных и гражданских объектов под воздействием горных работ или их снос.

4. Снижение продуктивности водоемов, загрязняемых сточными водами и воздушными выбросами предприятий.

5. Ухудшение состояния атмосферы.

6. Ухудшение здоровья населения.

7. Уменьшение рекреационных возможностей местности.

8. Экологические последствия ликвидации рудника.

Этот ущерб тем больше, чем менее полно и комплексно используются месторождения и другие природные ресурсы.

Прежде всего, при неполном использовании и потере запасов недр, а также других природных ресурсов или объектов окружающей среды уменьшается количество продукции, выпускаемой различными отраслями народного хозяйства (горной, металлургической, сельскохозяйственной, лесной и др.). И этот ущерб наносится не только в период непосредственной эксплуатации месторождения, но и в предыдущие периоды. В разных регионах и на разных месторождениях экологические издержки общества имеют разную величину, но достаточно большую, поэтому учитывать их при оценке месторождений полезных ископаемых и их сравнении для первоочередного освоения совершенно необходимо.

Чтобы правильно установить целесообразность разработки какого-либо месторождения или его части, а также обосновать экономичность повторной его разработки, необходимо правильно определить величину ущерба, который наносится горными работами окружающей среде. Этот ущерб должен устанавливаться на основе системного подхода с учетом всех этапов жизненного цикла эксплуатации месторождения.

При оценке влияния горных предприятий на окружающую среду в большинстве опубликованных работ обычно учитываются только ущерб в период ведения горных работ от нарушения и задалживания под промышленные объекты (рудники, отвалы, хво-

стохранилища, здания, сооружения и др.) той или иной площади земли, а также снижение продуктивности окружающих рудники земель и других природных ресурсов. Этот ущерб иногда достигает величины затрат на добычу. Но это далеко не все. Если ущерб окружающей среде определять на основе системного подхода и принимать во внимание все этапы жизненного цикла освоения и эксплуатации месторождения, включая поиски и разведку запасов, строительство рудника, обогатительной фабрики (горного предприятия), разработку месторождения, ликвидацию предприятия в связи с окончанием отработки запасов, восстановление нарушенных горными работами природных ресурсов и послеликвидационный период, то этот ущерб будет значительно больше. Все эти этапы непосредственно взаимосвязаны и взаимообусловлены, подчинены единой цели — получению для народного хозяйства или его части (отрасли, региона и т.д.) какого-то определенного количества металла, топлива, удобрения и другой конечной продукции, хотя и выполняются или происходят в разные периоды времени и с разной интенсивностью воздействия на окружающую среду.

При выполнении геологоразведочных работ бурятся скважины и проходятся горные выработки, которые являются источниками ущерба окружающей среде в течение очень большого времени. Этот ущерб наносится как собственно месторождению, так и другим объектам окружающей среды. Например, выщелачивание меди и кобальта и вынос их с рудничными водами на разведанном, но законсервированном медно-кобальтовом месторождении не только обедняет запасы меди этого месторождения, но и загрязняет окружающие водные источники, земли и т.д. Геологоразведочные скважины и выработки имеются не только на месторождениях разведанных и поставленных на баланс, но и на огромном числе объектов, где геологоразведочные работы выполнялись, но не дали желаемых результатов и они оказались либо совершенно бросовыми, либо забалансовыми, пригодными к эксплуатации только в будущем. Хотя ущерб от геологоразведочных скважин и выработок несравненно меньше, чем от горных работ во время эксплуатации месторождения, однако число объектов, нарушаемых геологоразведочными скважинами и выработками очень велико, так же как огромно время воздействия, и учитывать этот ущерб необходимо.

В период после ликвидации горного предприятия, даже после рекультивации земель, часть ресурсов обычно остается невос-

становленной или восстановленной не в полной мере, и ущерб от этого будет иметь место в течение неопределенного, подчас очень длительного времени. Например, после отработки уранового месторождения оставленные на поверхности даже слабоминерализованные породы и хвосты из-за выщелачивания водой могут заражать радиоактивностью окружающую природу бесконечно долго. С меньшей интенсивностью воздействия, но также продолжительно могут оказывать на окружающую среду вредное воздействие отвалы и отходы, другие последствия деятельности медных и полиметаллических, редкометалльных и железорудных предприятий, угольных шахт, карьеров и др.

В наиболее общем виде ущерб окружающей среде, наносимый вследствие эксплуатации какого-то конкретного месторождения полезных ископаемых, может быть выражен формулой

$$У_{ос} = У_{рб} + У_{рз} + У_{с} + У_{в} + У_{п} + У_{д},$$

где $У_{рб}$ — ущерб месторождению или рудопроявлению и окружающей среде на бросовых объектах после выполнения геологоразведочных работ, приходящийся на рассматриваемое месторождение; $У_{рз}$ — ущерб на месторождениях, запасы которых разведаны и поставлены на баланс, но не используются, приходящийся на рассматриваемое месторождение; $У_{с}$ — ущерб на месторождении в период строительства горного предприятия; $У_{в}$ — ущерб на месторождении в период ликвидации предприятия и рекультивации земель; $У_{п}$ — ущерб на месторождении в период после отработки запасов и ликвидации горного предприятия; $У_{д}$ — ущерб на месторождении в период добычи полезного ископаемого.

Обычно за полный ущерб принимают только $У_{д}$, что в ряде случаев и для многих полезных ископаемых совершенно недостаточно. Если принять, что на каждое эксплуатируемое в настоящее время месторождение какого-то полезного ископаемого приходится α разведанных, но не эксплуатируемых месторождений с балансовыми запасами, а на каждое из них приходится β бросовых месторождений и рудопроявлений, на которых выполнен определенный объем геологоразведочных работ, а также условие, что запасы эксплуатируемых, разведанных с балансовыми запасами, но не эксплуатируемых и бросовых месторождений в среднем одинаковы и равны Q, тогда общие запасы ме-

сторождений, на которых выполнялись геологоразведочные работы, можно принять равными

$$Q' = Q + Q\alpha + Q\alpha\beta.$$

Если принять, что ежегодный ущерб окружающей среде от геологоразведочных работ на разведанных месторождениях, запасы которых утверждены, но не используются в течение $t_н$ лет, равен $У_{ни}$ руб/год, а на бросовых месторождениях (в течение $t_{бр}$ лет) равен $У_{бр}$ руб/год, то общий ущерб от геологоразведочных работ, приходящийся на одно эксплуатируемое месторождение (руб.), будет равен

$$У_{грр} = \alpha У_{ни} t_н + \alpha\beta У_{бр} t_{бр} + У_и t_п,$$

где $У_и$ — ущерб окружающей среде, который наносится ежегодно на ныне эксплуатируемом месторождении от геологоразведочных работ в период $t_п$ от разведки месторождения до строительства рудника, руб/год.

Ввиду того, что разведано большое количество неиспользуемых месторождений полезных ископаемых, не только омертвляются огромные средства, вложенные в эти месторождения, но и наносится огромный ущерб окружающей среде, в том числе и в результате выщелачивания этих месторождений, возгорания, окисления их запасов, из-за чего снижается их качество.

Ущерб окружающей среде в период строительства рудника (предприятия) может быть определен как

$$У_с = t_{ср} У_{ср},$$

а в период ликвидации предприятия и рекультивации земель

$$У_в = t_{лр} У_{лр},$$

где $t_{ср}$ и $t_{лр}$ — сроки строительства рудника и его ликвидации с рекультивацией земель, лет; $У_{ср}$ и $У_{лр}$ — ущерб окружающей среде, наносимый ежегодно в периоды строительства и ликвидации рудника, руб/год.

Ущерб на месторождении после его отработки и ликвидации рудника равен

$$У_п = t_л У_{пл},$$

где $У_{пл}$ — ежегодный ущерб окружающей среде, наносимый после ликвидации рудника в течение $t_л$ лет.

Общий ущерб окружающей среде с учетом фактора времени на начало эксплуатации рудника будет равен

$$У_{ос} = \sum_1^t У_{бр}(1+E_{нп})^{t_{бр}} + \sum_1^{t_н} У_{ни}\alpha(1+E_{нп})^{t_н} + \sum_1^{t_{ср}} У_{ср}\alpha(1+E_{нп})^{t_{ср}} +$$

$$+ \sum_1^{t_д} У_д \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_{бр}}} + \sum_1^{t_{лр}} У_{лр} \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_{лр}}} + \sum_1^{t_п} У_{пл} \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_п}}.$$

В расчете на 1 т руды балансовых запасов разрабатываемого месторождения удельный ущерб определится по формуле

$$У'_{ос} = У_{ос}/Q.$$

Или в расчете на 1 т добываемой рудной массы

$$У''_{ос} = У'_{ос}(1-Р)/Q(1-П).$$

Если сравниваются варианты с разным разубоживанием, то

$$У'''_{ос} = У_{ос}(1-Р)\,ц_д/Q(1-П)\,ц_{дб},$$

где $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и другом, сравниваемым с базовым варианте разработки, руб/т.

Если на разрабатываемом месторождении дополнительно вовлекаются в эксплуатацию забалансовые запасы, доля которых равна q, то удельный ущерб окружающей среде (руб/т) будет меньше

$$У'''_{ос} = У_{ос}(1-Р)\,ц_д \Big/ Q\left(1+q\frac{ц_д}{ц_{дб}}\right)(1-П)ц_{дб},$$

где q — доля дополнительных запасов.

Расчеты показывают, что ущерб окружающей среде от эксплуатации месторождений с учетом всех стадий разведки, добычи и переработки огромен, и он тем больше, чем больше потери и разубоживание полезных ископаемых. Поэтому оценку месторождений, а также полноты и качества использования запасов более пра-

вильно осуществлять с учетом ущерба окружающей среде. Если учитывать только ущерб в период эксплуатации рудника, то влияние этого фактора также довольно значительное.

В результате воздействия горных работ в период эксплуатации рудника во многих смежных отраслях увеличиваются текущие и капитальные затраты, возрастает расход трудовых и материальных ресурсов на производство продукции, снижается социально-экономическая эффективность, т.е.

$$У'_д = \frac{У_д}{A_t} = \frac{У_п + У_к + У_т + У_{скб} + У_{пп} + У_{зс} + У_{су}}{A_t},$$

где $У_п$ и $У_к$ — ущерб по эксплуатационным и капитальным затратам; $У_т$ и $У_{скб}$ — то же по трудовым затратам и соцкультбыту; $У_{пп}$ — то же у потребителей продукции отраслей, использующих природные ресурсы; $У_{зс}$ — потери из-за ремонта и переноса зданий, сооружений и др.; $У_{су}$ — социальный ущерб из-за ухудшения здоровья и др.

Часть ущерба выражается увеличением текущих затрат на производство продукции различных отраслей, что определяется величиной снижения получаемой всеми отраслями прибыли. Эта часть может быть определена следующей общей формулой:

$$У_п = \sum_{i=1}^{n} (В_{бi} - В_i) Ц_i S_i t_{нi},$$

где $В_{бi}$ и $В_i$ — продуктивность i-го ресурса соответственно ненарушенного (базового) и измененного под воздействием горных работ; $Ц_i$ — отпускная цена или замыкающие затраты продукта и i-го ресурса; S_i — количество i-го ресурса, n — количество ресурсов; $t_{нi}$ — время, в течение которого i-й ресурс остается нарушенным, лет.

Кроме уменьшения прибыли из-за снижения производства продукции, ухудшается использование имеющихся во всех отраслях народного хозяйства основных и оборотных средств. Это ухудшение можно оценить (руб.) по формуле

$$У_к = \sum_{i=1}^{n} \left(\frac{Ф_{бi}}{Р_{бi}} - \frac{Ф_i}{Р_i} \right),$$

где $Ф_{бi}$ и $Ф_i$ — основные и оборотные фонды отрасли, эксплуатирующей i-й ресурс при варианте без нарушения ресурса горными работами и с нарушениями, руб; $Р_{бi}$ и $Р_i$ — годовой объем производства при эксплуатации i-го ресурса до нарушения его горными работами и после, руб/год.

Данная составляющая ущерба окружающей среде может быть достаточно большой, так как капиталовложения в сельское хозяйство и другие использующие природные ресурсы отрасли очень велики. Площади влияния горных работ, а особенно совместно с металлургическими производствами, также достигают гигантских размеров.

Кроме снижения эффективности капиталовложений горного предприятия и смежных отраслей, в этих отраслях соответственно уменьшению объема производимой продукции падает производительность труда. А так как эти отрасли весьма трудоемки, то и ущерб от снижения производительности труда очень велик. Например, нужно обработать те же площади земель, а собирать с них урожаи на 20—40 % ниже, чем с площадей, не подвергшихся влиянию горных работ.

Эта составляющая ущерба может быть определена (руб.) по формуле

$$У_т = \sum_{i=1}^{n} a_i (Т_i - Т_{бi}) S_i t_{нi},$$

где а — величина чистой продукции, приходящейся на одного трудящегося в i-й отрасли, руб/год; $Т_{бi}$ и $Т_i$ — трудоемкость производства и использования единицы i-го ресурса без нарушения горными работами и после нарушения; S_i — количество i-й продукции.

Еще одна часть ущерба также связана со снижением производительности труда в отраслях, использующих природные ресурсы, что требует соответствующего увеличения в этих отраслях капиталовложений в жилищно-коммунальное и культурно-бытовое строительство. Эта часть ущерба может быть определена (руб.) по формуле

$$У_{кб} = \sum_{i=1}^{n} (ч_н - ч_б) \varphi \beta \eta К_{кб},$$

где $ч_б$ и $ч_н$ — число работающих в отраслях до нарушения природных ресурсов и после в расчете на производство одинакового каче-

ства и количества продукции; φ — коэффициент семейности (φ = 3,4); β — санитарная норма жилой площади на одного человека, м²; η — стоимость 1 м² жилой площади, руб; $К_{кб}$ — коэффициент, учитывающий затраты на культурно-бытовое и коммунальное строительство ($К_{кб}$ =1,3 ÷ 1,4).

Данный ущерб имеет место у потребителей продукции, которую производят отрасли, использующие природные ресурсы. Например, перерабатывающие предприятия из-за сокращения объема продукции сельскохозяйственной, водной, рыбной и других отраслей. Эта часть ущерба выражается увеличением у потребителей текущих затрат (прибыли), снижением эффективности производственных фондов, падением производительности труда (перерасходом трудовых ресурсов) и соответствующим увеличением затрат на соцкультбыт. В общем виде она определится (руб.) по формуле

$$У_{пп} = \sum_{j=1}^{m} \sum_{i=1}^{n} (y_1 + y_2 + y_3 + y_4),$$

где m — число перерабатывающих и других отраслей, на экономике которых скажется снижение продуктивности природных ресурсов; y_1, y_2, y_3, y_4 — соответственно ущербы от повышения текущих затрат (снижения прибыли), снижения эффективности производственных фондов и капиталовложений, повышения трудовых затрат, увеличения затрат на соцкультбыт.

Кроме того, к этому ущербу могут быть добавлены ущербы $У_{зс}$ — стоимость потери ценности или ремонта зданий и сооружений, рекреационных ресурсов под воздействием горных работ, а также $У_{су}$ — социальный ущерб из-за ухудшения здоровья и трудоспособности рабочих и населения под воздействием горных работ.

Удельный ущерб окружающей среде определяется (руб/т) по формуле

$$У_{ос} = \frac{У_д t_д}{A_t},$$

где A и t — производственная мощность и срок эксплуатации рудника.

Учет в критерии оптимальности ущерба окружающей среде позволяет определить эффективность варианта с самых высоких позиций — народнохозяйственных.

Для уменьшения огромного ущерба окружающей среде, необходимо применять различные природоохранные мероприятия и соответствующим образом изменять все основные параметры и технологию разработки. Расчеты показывают, что при учете ущерба окружающей среде на действующих горно-добывающих предприятиях экономически выгодно вовлекать в эксплуатацию бедные и забалансовые руды. При этом увеличивается сырьевая база этих предприятий благодаря чему уменьшается число нарушаемых природных ресурсов.

3.8. УЧЕТ ВЕРОЯТНОСТНОГО ХАРАКТЕРА ИНФОРМАЦИИ ДЛЯ РАСЧЕТОВ

Как показывает практика проектирования и эксплуатации рудников и шахт, исходная информация для решения технико-экономических задач в горной промышленности, в частности для оценки месторождений, определения производственной мощности рудника, выбора способов вскрытия и подготовки, имеет стохастический (вероятностный) характер. Поэтому и результаты того или иного решения на практике также подтверждаются не точно, а лишь с определенной вероятностью и, в большинстве случаев, с отклонениями в большую или меньшую сторону. Достоверность исходной информации в очень многих случаях оказывается весьма недостаточной, особенно при разработке месторождений сложного строения и при больших сроках отработки. Невысокой достоверностью обычно отличаются данные по запасам месторождений, содержанию в них полезных и вредных компонентов, а также многие другие технико-экономические показатели, особенно при длительных сроках отработки месторождений. Однако, применяемые при расчетах методы обычно не учитывают вероятностного характера многих исходных данных, надежность которых не превышает 60 %. Очень часто на месторождениях цветных и редких металлов, особенно сложных по своему строению, с неравномерным оруденением, данные по запасам и содержанию в них металлов подтверждаются лишь на 50—70 %. Вместе с тем, в процессе освоения и доразведки имеет место некоторое увеличение запасов (в 1,2—1,5 раза и более) по сравнению с теми, на основе которых был представлен проект. Даже на угольных и железорудных месторождениях, где структура запасов гораздо проще, чем в цветной металлур-

гии, имеют место ошибки в определении величины запасов и других горно-геологических параметров. В результате, фактические мощности на некоторых угольных и железорудных шахтах ниже проектных на 20—30 %.

Возможная ошибка в ± 35 % заложена в запасах действующими инструкциями. Согласно официальным требованиям, на наиболее простых по строению рудных месторождениях необходимо иметь в запасах 10 % категории А и 20 % категории В, остальные запасы могут быть категорий C_1 и C_2. Если допустимая ошибка в определении величины запасов категории А равна ± 15—20 %, категории В — ± 20—30 %, а C_1 — ± 30—60 % и C_2 — ± 60—100 %, то это уже предопределяет среднюю по таким запасам ошибку не менее ± 40—45 %. Уже одно это требует вероятностного подхода к решению таких задач, как определение производственной мощности шахты, карьера и рудника, обоснование схем и параметров вскрытия и подготовки запасов, способов и систем разработки. Кроме того, имеют место ошибки в определении содержания полезных компонентов, мощности и угла падения рудного тела, которые достигают 10—20 %, и в огромном количестве других, самых разных показателей технико-экономического характера. Достоверность и надежность соответствия этих показателей фактическим условиям также весьма проблематична. Практически все основные показатели (величина капитальных затрат, себестоимость добычи и переработки, содержание полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, потери и разубоживание, отпускные цены на полезные ископаемые, производительность труда и др.) со временем существенно меняются. Эти изменения тем больше, чем больше период, на который рассчитано применение проекта. На разных месторождениях технико-экономические показатели меняются по-разному.

В результате использования недостаточно достоверных данных, в частности, при оценке месторождений, определении производственной мощности и выборе способов вскрытия и подготовки, без должной количественной оценки степени их надежности, примерно в такой же степени недостаточно надежными получаются и проектные решения, в том числе и решения по обоснованию технологии горных работ и главных параметров горного предприятия. Без достоверного определения величины запасов и содержания в

них полезных компонентов не может быть достоверно определена производственная мощность, а значит и выбор способа вскрытия и подготовки. Метод определения производственной мощности рудника по горным возможностям, который наиболее широко применяется в практике проектирования, при всей его простоте и универсальности основан на использовании недостаточно достоверных горно-геологических данных (горизонтальной мощности и простирания рудного тела, угла его падения и соответствующих им показателей потерь, разубоживания руды и годового снижения объема горных работ). Вопреки их вероятностному (стохастическому) характеру эти данные принимаются к расчету, как детерминированные. Поэтому в результате расчетов очень часто и производственная мощность рудника оказывается либо завышенной, либо заниженной по сравнению с наиболее вероятной (наиболее экономич-ной) производственной мощностью. Завышенная проектная производственная мощность рудника обычно имеет место при неподтверждении данных о запасах месторождения и содержании в них полезных компонентов. Заниженная проектная мощность характерна для месторождений, запасы которых оказываются больше принятых в проекте.

Как при снижении, так и при завышении производственной мощности остаются неиспользованными огромные возможности в виде перерасходованных капитальных вложений, эксплуатационных затрат, минеральных, трудовых, материальных и энергетических ресурсов. И ущерб тем больше, чем значительнее срок прогнозирования и объемы добычи полезных ископаемых. По мере их роста возрастает и степень ответственности за правильность решения, поэтому отказ от упрощенных методов оптимизации технологии и параметров горных работ и любое их усложнение с применением вероятностных методов при современных возможностях экономико-математических методов и вычислительной техники будут оправданными.

Для повышения достоверности проектных решений и более полного их соответствия фактическим условиям и оптимальным параметрам необходимо учитывать вероятностный характер как исходных данных, так и искомых параметров. В частности, рассмотрим сущность определения вероятности подтверждения расчетных результатов на примере, когда распределение носит непрерывный характер и подчиняется нормальному закону, функции которого выражаются формулой

$$y = \varphi(t) = \frac{l}{\sqrt{2\pi}} l^{-\frac{t^2}{t}} = \frac{l}{Q\sqrt{2\pi}} l^{-\frac{(x-\bar{x})^2}{2\sigma^2}},$$

где y — ордината кривой распределения; l = 2,7182 — основание натурального логарифма; π = 3,14 — постоянное число, отношение длины окружности к диаметру; $t = \frac{x-\bar{x}}{\sigma}$ — нормативное отклонение; x — значение изучаемого признака; $\bar{x}$ — средняя арифметическая ряда; σ — среднеквадратическое отклонение изучаемого признака.

Кривая нормального распределения имеет колоколообразную форму с максимумом в точке, соответствующей средней арифметической ряда и точками перегиба на расстоянии σ от средней арифметической (рис. 3.2) в большую и меньшую сторону. При построении кривой нормального распределения по эмпирическим данным используют формулу $f = \frac{Nh}{\sigma}\frac{l}{\sqrt{2\pi}} l^{-\frac{t^2}{2}}$, где $\frac{l}{\sqrt{2\pi}} l^{-\frac{t^2}{2}}$ — величина, определяемая нормальным отклонением t; $\frac{Nh}{\sigma}$ — константа, на которую умножается значение $\varphi(t)$ и которая характеризует теоретические частоты исходя из общей численности единиц совокупности и числа выделяемых групп.

Порядок определения теоретических частот по данным формулам следующий:

а) определяется средняя арифметическая ряда $\bar{x}$, среднеквадратическое отклонение σ;

б) находится нормативное отклонение каждого варианта от средней арифметической, т.е. $t = \frac{x-\bar{x}}{\sigma}$;

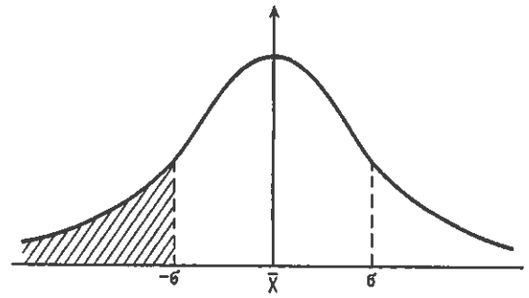
в) по таблицам для найденных значений t определяется $\varphi(t)$;

г) рассчитывается константа $\frac{Nh}{\sigma}$;

д) на эту константу умножается каждое значение функции $\varphi(t)$.

Результаты будут искомыми частотами f' теоретической кривой нормального распределения.

Рис. 3.2. Распределение вероятностей искомой величины



Если, согласно графику рис. 3.2., принять, что отдельные значения искомого показателя могут варьировать в пределах от $A_м$ — а до $A_м$ + а, где $A_м$ — математическое ожидание какой-то величины А, то можно установить следующее: площадь между нормальной кривой и осью абсцисс представляет собой совокупность вероятностей всех возможных значений определяемой величины. Приняв ее за 1 или 10 %, можно определить вероятность появления любого значения от $A_м$ – а до $A_м$ + а, соответствующего определенному участку площади, заключенной между кривой и ординатами этого участка.

Согласно закономерностям статистики, площадь между ординатами, проведенными на расстоянии σ с каждой стороны от средней арифметической, составляет 0,683 всей площади. Это означает, что 68,3 % всех частот (исследованных единиц) отклоняются от средней арифметической не более чем на σ, т.е. находятся в пределах $A_м$ $(1 \pm \sigma)$.

Вероятность отклонения от среднего значения на величину более σ (среднего квадратического отклонения) в большую и в меньшую сторону, равна 31,7 %, на величину более 2σ — 4,6 % и 3σ — 0,15 %, а в одну сторону соответственно 15,9, 2,3, 0,075 %. Согласно закону нормального распределения, определяемая искомая величина (запасы, содержание в них полезных компонентов, производственная мощность) может подтвердиться только с вероятностью 50 %. Если принять коэффициенты риска, равные $-\sigma$, -2σ, -3σ, то вероятность получения искомого результата составит в первом случае 84,1 %, во втором — 97,7 %, в третьем — 99,85 %. Площадь, заключенная между ординатами на расстоянии 2σ в обе стороны от средней арифметической, составляет 0,954, т.е. 95,4 % всех единиц совокупности находятся в пределах $A_м(1 + 2\sigma)$. Точно так же при расстоянии в 3σ в пределах $A_м(1 + 3\sigma)$ находится 99,7 %, а при расстоянии в 4σ в пределах $A_м(1 + 4\sigma)$ находится 99,9 % еди-

ниц совокупности. В случаях, когда необходимо обеспечить получение искомого результата, к примеру, не менее или не более какой-то величины, то имеется риск того, что в части случаев эти решения не будут достигнуты. Величина вероятности неподтверждения определится отношением площади, находящейся левее соответствующей (заштриховано) ординаты, ко всей площади. Так, если ориентироваться на математическое ожидание (при нормальном законе распределения это одновременно и средняя арифметическая) $A_м$, то риск неподтверждения равен 50 %, если принимать решение, соответствующее $A_м + a$, то риск равен нулю, если $A_м - a$, то риск равен 100 %. В промежуточных случаях принятия решений уровень риска будет следующий:

$A_м(1 - 4\sigma)$	0,05
$A_м(1 - 3\sigma)$	0,015
$A_м(1 - 2\sigma)$	2,3
$A_м(1 - 1\sigma)$	15,9

При нормальном законе распределения среднее квадратическое отклонение σ несколько больше среднего арифметического и равно $\sigma = 1{,}25d$, где d — среднее арифметическое отклонение.

Аналогично можно установить необходимый коэффициент, учитывающий уровень риска и для других законов распределения. В технико-экономических расчетах более часто встречаются нормальные законы распределения с учетом асимметрии и эксцесса. В качестве показателя асимметрии принимают величину $r_3 = \frac{\mu^3}{\sigma^3}$, которая называется нормированным моментом 3-го порядка. Если $r_3 > 0{,}5$, то, независимо от знака, асимметрия считается существенной, знак этого показателя характеризует направленность асимметрии: «минус» — левосторонняя, «плюс» — правосторонняя. Показатель эксцесса, в качестве которого используют нормированный момент 4-го порядка $r_4 = \frac{\mu^4}{\sigma^4}$, характеризует отклонение параметров нормального ряда в сторону увеличения (островершинность) или уменьшения (низковершинность) высоты кривой в точке средней арифметической. Если $\frac{\mu^4}{\sigma^4} > 3$, то эксцесс считают положительным (расположение островершинное), если $\frac{\mu^4}{\sigma^4} < 3$, то эксцесс считается отрицательным (распределение низковершинное); μ_3 и μ_4 — моменты распределения 3-го и 4-го порядков.

В качестве нормального распределения, скорректированного на показатели асимметрии и эксцесса, может быть использовано распределение Шарлье

$$f = \frac{Nh}{\sigma}\varphi(t)\left[1 + \frac{r_3}{\sigma}(t^3 - 3t) + \frac{E_x}{24}(t^4 - 6t^2 + 3)\right],$$

где N — общее число единиц совокупности; h — величина интервала; $r_3 = \frac{\mu^3}{\sigma^3}$ — нормированный момент 3-го порядка (показатель асимметрии ряда); $E_x = \frac{\mu^4}{\sigma^4} - 3$ — показатель эксцесса; $t = \frac{x - \bar{x}}{\sigma}$ — нормированнные отклонения, по которым определяются $\varphi(t)$. При $r = 0$ и $E_x = 0$ это распределение преобразуется в нормальное.

Допустим, что при нормальном законе распределения среднее квадратическое отклонение искомого результата равно 17,6 %, а среднее арифметическое — 66,5 %. Если бы при определении искомого результата был принят коэффициент риска, равный 0,335, то вероятность подтверждения искомого параметра была бы только 50 %. Чтобы вероятность была равна 84,1 %, надо было бы принять коэффициент риска, равным 0,335 + 0,176 = = 0,511, а чтобы 97,7 %, то коэффициент риска должен быть равен 0,335 + 2·0,1765 = 0,687, т.е. надо было рассчитывать только на половину или треть того значения результата, которое было бы принято, если бы исходные данные были не стохастическими, а детерминированными.

Поскольку показатели, характеризующие запасы месторождения и содержание в них полезных компонентов, определяются со значительной погрешностью, то и величина стоимостной оценки результатов по этой формуле будет определяться с большой ошибкой. Чтобы избежать ее, необходимо учесть вероятность той или иной величины.

Для повышения достоверности расчетов соответственно следует изменить критерии оценки. Чтобы при оценке запасов на дейст-

вующем руднике и сравнении эффективности их разработки с разработкой вновь осваиваемых и подготавливаемых балансовых запасов учесть разницу в уровне достоверности геологических и экономических данных о запасах, необходимо в методиках оценки принимать критерии, основанные на вероятностных данных.

Если без учета возможной ошибки исходных данных применяют обычно следующую формулу для определения удельной прибыли

$$П_р = \frac{(1-П)(ц_д - с_д)}{1-Р},$$

то с учетом вероятностного характера геологических и экономических данных она будет иметь вид

$$П_р = \frac{М_з(1-П)(ц_д М_ц - с_д)}{1-Р},$$

где $П_р$ — прибыль от разработки 1 т запасов, руб.; П и Р — соответственно потери и разубоживание, доли ед.; $ц_д$ и $с_д$ — соответственно извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку, руб/т; $М_з$ — математическое ожидание величины запасов; $М_ц$ — математическое ожидание величины извлекаемой ценности добываемой рудной массы, в частном случае — содержание в ней полезного компонента.

Кроме этого, надо иметь в виду, что с той или иной ошибкой могут быть определены такие показатели, как величина потерь и разубоживания полезных ископаемых, извлечение при обогащении и металлургическом переделе, себестоимость добычи и переработки и другие, хотя ошибка в их определении меньше, чем в определении величины запасов. Если, согласно действующей инструкции, на рудных месторождениях средней сложности 20 % запасов должно быть разведано до категории В (т.е. с ошибкой ± 20—30 %), а остальные 80 % в лучшем случае до категории $С_1$ (т.е. с ошибкой ± 30—60 %), то средняя ошибка будет равна ± 0,2 · 25 % + 0,8 · 45 % = (5 + 36) = ± 41 %. На действующих рудниках запасы могут быть определены с ошибкой в среднем ± 5—10 %, но не более 10—15 %. Поэтому ошибка в подсчете запасов для реконструкции действующего рудника, например, для повторной разработки рудных

залежей средней сложности будет примерно на 30 % меньше, чем при подсчете запасов на новом месторождении. Следовательно, при прочих равных условиях, ценность запасов для повторной разработки, определяемая с учетом вероятности подтверждения геологических данных о запасах, в 1,3 раза ценнее запасов новых месторождений. Кроме этого, с меньшей (минимальной) ошибкой могут быть определены величины содержания металлов в руде, потерь и разубоживания, затрат на добычу и переработку, что в ряде случаев может оказаться также существенно важным. Представим себе, что на новом месторождении при детерминированном определении извлекаемая ценность добываемой рудной массы $ц_д$ равна 600 руб/т, а себестоимость добычи и переработки $с_д$ = 400 руб/т, тогда прибыль должна быть равна 200 руб/т. Но коэффициент подтверждения в определении содержания металлов в руде на новом месторождении равен 75 %, или 0,75. Кроме того, вполне возможно, что фактическая себестоимость добычи и переработки может оказаться на 10 % больше проектной. Тогда прибыль будет равна 600 · 0,75 – (400 + 40) = + 10 руб/т, т.е. разработка рентабельна, но на грани убыточности.

В отличие от этого, на действующем предприятии даже значительно более бедные, вовлекаемые в повторную разработку руды могут оказаться более ценными. И не только за счет высокой достоверности определения величины запасов и содержания в них полезных компонентов, но и за счет снижения капитальных (основные производственные фонды уже имеются) и эксплуатационных затрат (использование уже пройденных выработок) по статьям амортизация, горно-подготовительные работы, а в ряде случаев и погашение геологоразведочных работ. Так, если в этом случае извлекаемая ценность $ц_д$ = 400 руб/т, ее коэффициент подтверждения $М_с$ = 0,95, а себестоимость добычи и переработки уменьшилась с 400 руб/т при базовом варианте до 320 руб/т при повторной разработке (за счет отсутствия затрат по статье погашение затрат на геологоразведочные работы, уменьшения затрат на горно-подготовительные работы и т.п.), то прибыль $П_р$ в расчете на 1 т добываемой рудной массы будет равна 400 · 0,95 – 320 = 380 – 320 = 60 руб/т, т.е. в 1,5 раза менее ценная руда может оказаться в шесть раз прибыльнее.

Критерий оценки эффективности строительства и эксплуатации нового рудника и мероприятий по совершенствованию технологии добычи и переработки полезных ископаемых на новых участках месторождения с учетом уровня вероятности подтверждения данных по величине балансовых запасов руды и содержанию в ней полезных компонентов, а также данных по величине эксплуатационных и капитальных затрат может быть определен по формулам (руб.):

а) при отсчете времени, начиная с эксплуатации рудника,

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t M_п (ц_{дt} M_ц - с_{дt} M_{эз}) \Big/ (1+E)^{t_р - 1} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_с} К_t M_{кз} (1+E_к)^{t_с};$$

б) при отсчете времени, начиная со строительства рудника,

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t M_п (ц_{дt} M_ц - с_{дt} M_{эз}) \Big/ (1+E)^{t_р - 1} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_с} К_t M_{кз} (1+E_к)^{t_с} \Big/ (1+E)^{t_с - 1}$$

где A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $M_п$ — коэффициент подтверждения величины запасов или производственной мощности рудника, доли ед.; $M_ц$ — коэффициент подтверждения содержания металлов в руде или ее извлекаемой ценности, доли ед.; $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; $с_{дt}$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку в t-й год, руб/т; $M_{эз}$ и $M_{кз}$ — коэффициенты подтверждения величины эксплуатационных и капитальных вложений, доли ед.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит; $К_t$ — капитальные вложения в строительство рудника в t-й год, руб/год; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_с$ — срок строительства рудника, лет.

Применительно к условиям уже действующего рудника оценка мероприятия, повышающего эффективность его работы (реконструкция, техническое перевооружение, расширение сферы деятельности, изменение схемы вскрытия или подготовки, систем разработки, применения нового оборудования и т.п.), может быть определена по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_с} A_{бt} M_{бп} (ц_{дбt} M_{бц} - с_{дбt} M_{бэз}) \Big/ (1+E)^{t_с - 1} +$$

$$+ \sum_{t=1}^{t_р - t_с} A_t M_п (ц_{дt} M_ц - с_{дt} M_{эз}) \Big/ (1+E)^{t_р - t_с - 1} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_с} К_t M_{кз} (1+E_к)^{t_с} \Big/ (1+E)^{t_с - 1}.$$

Поэтому важнейшими направлениями совершенствования систем и технологии разработки месторождений является уменьшение объемов проходки выработок, особенно по породам, содержащим кальцит, уменьшение разубоживания руды породами, содержащими кальцит, при очистных работах и т.п. Если на каком-то участке месторождения или при какой-то системе разработки содержание $CaCO_3$ в добываемой рудной массе будет больше 12 %, то такую рудную массу целесообразно перепускать через глубокие рудоспуски, пройденные по породам, не содержащим кальцит или содержащим его в небольшом количестве.

3.9. УЧЕТ ВОЗМОЖНОЙ ПРОДАЖИ ЧАСТИ ПРОДУКЦИИ ЗА СКВ

Изменение экономической политики в стране требует соответствующего изменения методических основ решения всех задач проектирования разведки и эксплуатации месторождений полезных ископаемых, в частности, оценки новых месторождений и особенно переоценки запасов уже разрабатываемых месторождений, на которых построено горное предприятие, имеется жилой фонд и кадры, а часть балансовых запасов уже отработана и за эти запасы уже выплачена компенсация за геологоразведочные работы.

При отработке этих запасов часть полезных ископаемых потеряна, однако с течением времени или по мере изменения цен на полезные ископаемые возникает задача оценки целесообразности повторной разработки месторождении для извлечения ранее потерянных балансовых и совместно с ними залегающих забалансовых запасов. В настоящее время переоценка всех запасов необходима в связи с возможностью продажи части добытых полезных ископаемых или получаемой из них конечной продукции за рубеж в силу огромной разницы в ценах внутри страны и на мировом рынке.

С учетом этого для оценки вновь отрабатываемых балансовых запасов может быть использована следующая общая формула для определения прибыли (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_р = \sum_{t=1}^{t_р} A_t (ц_{дt} - с_{дt}) \frac{1}{(1+E)^{t-1}},$$

где $t_р$ — срок отработки запасов, лет; A — производственная мощность рудника в t-й год по рудной массе, т/год; E — коэффициент для приведения разновременных затрат и прибыли, доли ед.; $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого (рудной массы) в t-й год, руб/т; $с_{дt}$ — затраты на добычу и переработку добытого полезного ископаемого в t-й год, руб/т.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы, например, свинцово-цинковой, с учетом возможной реализации части продукции за СКВ, определится (руб/т) по формуле

$$ц_д = 0,01 \sum_{i=1}^{n} c_i (1 - Р_i) \varepsilon_{oi} \varepsilon_{мi} [ц_i (1 - \psi_i) + ц_{вi} К_п \psi_i],$$

где n — число полезных компонентов в руде; c_i — содержание i-го полезного компонента в руде балансовых запасов, %; $Р_i$ — разубоживание руды по i-му компоненту, доли ед.; ε_{oi} и $\varepsilon_{мi}$ — извлечение i-го компонента при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.; $ц_i$ — отпускная цена i-го полезного компонента (металла) в конечной продукции, руб/т; ψ_i — доля реализации i-го полезного компонента за валюту, доли ед.; $(1 - \psi_i)$ — доля реализации i-го полезного компонента внутри страны, руб/т; $ц_{вi}$ — цена i-го полезного компонента при реализации за валюту, СКВ/т; $К_п$ — коэффициент перевода СКВ в рубли.

Затраты на добычу и переработку определятся (руб/т) по формуле

$$с_д = \frac{1 - Р_i}{1 - П_i} (А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_5 + А_6,$$

где $П_i$ — потери полезного ископаемого по i-му полезному компоненту, доли ед.; $А_1$ — затраты на погашение геологоразведочных работ (от 3 до 8 % стоимости полезного компонента в руде, по золоту до 12 %), руб/т балансовых запасов; $А_2$ — затраты на амортизацию основных средств, руб/т балансовых запасов; $А_3$ — затраты на горно-подготовительные работы, руб/т балансовых запасов; $А_4$ — затраты на очистную выемку и последующие процессы добычи вплоть до транспортирования рудной массы на обогатительную фабрику, руб/т рудной массы; $А_5$ — затраты на обогащение 1 т рудной массы, руб/т; $А_6$ — затраты на металлургический передел концентратов в расчете на 1 т рудной массы, руб/т.

Если конечной продукцией, реализуемой за валюту, являются концентраты, то извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится (руб/т) по формуле

$$ц_д = 0,01 \sum_{i=1}^{n} c_i (1 - Р_i) \varepsilon_{oi} [ц_{oi} (1 - \psi_i) + ц_{овi} К_п \psi_i],$$

где $ц_{oi}$ и $ц_{овi}$ — цена i-го полезного компонента в концентрате в руб/т и в валюте СКВ/т.

Затраты на добычу и переработку 1 т рудной массы будут равны

$$с_д = \frac{1 - Р_i}{1 - П_i} (А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_5.$$

Извлекаемая ценность добытой рудной массы при повторной разработке определяется (руб/т) по формуле

$$ц'_д = 0,01 \sum_{i=1}^{n} c'_i (1 - Р'_i) \varepsilon'_{oi} [ц_{oi} (1 - \psi_i) + ц_{овi} К_п \psi_i],$$

где c'_i — содержание i-го полезного компонента в дополнительно вовлекаемых в повторную разработку запасов, %; $Р'_i$ — разубоживание дополнительных запасов при повторной разработке по i-му

компоненту, доли ед.; ε'_{oi} — извлечение при обогащении рудной массы из дополнительно вовлекаемых в повторную эксплуатацию запасов, доли ед.

В случае повторной разработки месторождения, когда для извлечения ранее потерянных и забалансовых запасов (в частности, металлоносной закладки) потребуются некоторые дополнительные капиталовложения и дополнительные затраты на горно-подготовительные работы, затраты определяются (руб/т) по формуле

$$c'_д = \frac{1-P_i}{1-П_i}(A'_2+A'_3)+A'_4+A'_5,$$

где A'_2 и A'_3 — затраты на амортизацию дополнительных капиталовложений и затраты на дополнительные горно-подготовительные работы в случае, дополнительно извлекаемых при повторной разработке запасов руб/т; A'_4 — затраты на очистную выемку и последующие процессы добычи, включая транспортирование до обогатительной фабрики, руб/т рудной массы; A'_5 — затраты на обогащение рудной массы из дополнительно вовлекаемых запасов, руб/т.

Если повторная разработка позволяет увеличить производственную мощность рудника и обогатительной фабрики, то затраты снижаются до

$$c''_д = c'_д - \varphi c'_д\left(1-\frac{A_б}{A}\right),$$

где φ — доля условно-постоянных затрат, доли ед.; $A_б$ и A — производственная мощность рудника при базовом варианте и при варианте с дополнительным вовлечением в повторную разработку дополнительных запасов, т/год.

Годовая прибыль от повторной разработки определится (руб.) по формуле

$$П_р = A'_б(ц'_д - c'_д)$$

или

$$П_р = A'(ц'_д - c'_д),$$

где $A'_б$ и A' — производственная мощность рудника по повторной добыче, т/год.

Расчеты показывают, что при реализации части продукции за валюту может быть значительно повышена эффективность разработки некоторых месторождений, и в эксплуатацию могут быть вовлечены дополнительные запасы, особенно при повторной разработке.

3.10. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ТРУДА И СЕБЕСТОИМОСТЬ ДОБЫЧИ

Для решения задач проектирования более низкого уровня, таких как выбор средств механизации горных работ (в некоторых случаях), способов и средств крепления горных выработок, определения некоторых параметров технологии (например, параметров БВР и т.п.), наряду с комплексными критериями могут применяться и более простые показатели производительности труда или трудоемкости процессов, себестоимости добычи и конечной продукции, уровня механизации и др.

Производительность живого труда (как и трудоемкость) может использоваться для сравнения вариантов, отличающихся только по трудоемкости при одинаковых прочих условиях. В качестве основного и единого критерия экономической оценки производительность живого труда не может применяться, так как в нем не учитываются затраты прошлого труда (материалы, амортизация, энергия), удельный вес которых в общих затратах производства постоянно растет.

Себестоимость добычи руды — более полный критерий, чем производительность живого труда. Однако в качестве основного критерия она также не может быть использована, поскольку в горно-рудной промышленности себестоимость составляет от 20 до 80 % создаваемой стоимости продукции и не может полностью характеризовать тот прирост продукции, ради которого ведется разработка. На нерентабельных, плановоубыточных предприятиях показатель плановой себестоимости может использоваться для решения крупных и принципиальных задач проектирования, реконструкции рудников, в частности,

для оценки эффективности капиталовложений с целью снижения плановых убытков.

Для решения отдельных частных задач по выбору деталей и параметров технологии и механизации горных работ могут быть использованы такие показатели, как производительность труда, себестоимость добычи и конечной продукции, уровень механизации и др. Недостаток критериев себестоимости, так же как и прибыли, ренты, приведенных затрат заключается в том, что они не полностью характеризуют затраты живого труда. В них учтено лишь влияние заработной платы, которая составляет только долю ценности продуктов, производимых живым трудом.

ГЛАВА 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ДОБЫВАЕМОЙ РУДНОЙ МАССЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ДОБЫВАЕМЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В основу определения извлекаемой ценности, как экономической оценки любого полезного ископаемого в недрах и добытого, должна быть положена вполне вероятная возможность получения от продажи добытого полезного ископаемого либо продуктов его переработки какой-то ценности. Эта ценность в огромной степени зависит от качества запасов полезного ископаемого, степени их разведанности, применяемых технологических схем и способов разработки запасов, а также от технологических схем обогащения, переработки и использования добытых полезных ископаемых. В не меньшей степени на величину экономической оценки добываемых полезных ископаемых влияет такой показатель, как отпускная цена. В разных отраслях горной промышленности отпускные цены на добытые полезные ископаемые формируются по-разному, однако во всех отраслях совершенно четко прослеживаются зависимости резкого роста цен от числа стадий переработки и наличия рынков сбыта. Важнейшим принципом оценки качества полезных ископаемых на стадиях разведки, добычи, переработки и использования конечных продуктов переработки является сопоставление извлекаемой ценности на той или иной стадии с соответствующими этой стадии затратами.

Если затраты оказываются меньше, чем извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого, то месторождение считается промышленным. И чем больше разница между ценностью и эксплуатационными затратами, тем более ценным считается месторождение. В частном случае данное положение может оказаться правильным. И с позиции интересов геологоразведочной отрасли такая оценка вполне достаточна. Однако с позиции интересов горно-добывающих отраслей такая оценка без достаточной увязки с действующими отраслями и без сопоставления с другими месторождениями аналогичного минерального сырья может привести в ряде случаев к ошибочным выводам, потере лучших вариантов и, как следствие, к перерасходу средств. С позиции горно-добывающих отраслей, кроме этого, необходимо знать еще ряд показателей

— затраты на транспорт, степень освоенности района и месторождения, время на его освоение и др. Однако и этого недостаточно для полной оценки. Эффективность и качество подготовки минеральной базы должны оцениваться с еще более широких позиций, не только с учетом интересов геологической отрасли или горно-добывающих предприятий, металлургических заводов, но и интересов всего народного хозяйства в целом, с учетом экологических и социальных последствий.

Важно обеспечить эффективность подготовки минерально-сырьевой базы не только на стадии разведочных работ, но и по всей производственной цепи в целом, начиная с поисков и разведки, включая добычу, обогащение, транспорт и переработку полезных ископаемых, и кончая реализацией и использованием конечной продукции. Совершенно очевидно, что для обеспечения высокой эффективности всего комплекса работ необходимо прежде всего обеспечить разведку и подготовку минерального сырья наиболее высокого качества, высокую степень достоверности данных о запасах, высокую стадию их освоения. Кроме того, оно должно быть расположено в таком районе, чтобы это минеральное сырье было бы эффективным по конечной продукции в районах производства и потребления. А такая эффективность может быть обеспечена только при взаимоувязанной в едином хозяйственном комплексе работ геологической и всех горно-добывающих отраслей, начиная от разведки, включая добычу и переработку вплоть до использования конечной продукции.

Для решения задач оценки и выявления наиболее эффективных запасов необходимо более полно и широко рассматривать само понятие «качество месторождений». В понятии качество месторождения или качество запасов должны быть учтены следующие обстоятельства: на какой стадии освоения находятся эти запасы, каково время их освоения и каковы предстоящие затраты на добычу и переработку полезного ископаемого из этих запасов.

Чем выше стадия освоения запасов и меньше срок возможного начала их использования, тем они ценнее при прочих равных условиях. И наоборот, чем выше стадия освоения, тем менее богатое сырье может быть использовано с одинаковой эффективностью. Так, при прочих равных условиях, для обеспечения одинаковой экономической эффективности кондиции по содержанию полезных ископаемых в запасах, складированных на земной поверх-

ности, а тем более в районе обогатительной фабрики, могут быть самыми минимальными (даже значительно меньше установленного для рудника промышленного минимума). Полезные ископаемые в отбитом состоянии, которые требуется выдавать на поверхность, должны иметь более высокое содержание. Готовые к выемке запасы должны быть с еще более высоким содержанием (качеством), подготовленные — с еще более высоким, вскрытые — еще выше по качеству, а невскрытые — самое высокое содержание полезных компонентов.

Аналогично, по-разному должны оцениваться запасы, разведанные до разной стадии (категории). Чем выше степень разведанности и точнее геологоразведочные данные, тем дороже должны оцениваться запасы. При более высоком уровне разведанности и достоверности данных о запасах могут оказаться экономически более выгодными запасы со сравнительно невысоким содержанием в них полезных компонентов. При определении качества месторождений надо прежде всего рассматривать каждое из них не только в отдельности, но и во взаимосвязи с другими месторождениями и действующими предприятиями горной промышленности на основе системного подхода с учетом возможного влияния горных работ на окружающую среду.

Качество месторождения следует понимать в самом широком смысле, учитывая все факторы, определяющие их ценность: величину запасов и извлекаемой ценности добываемых полезных ископаемых, горно-геологические условия залегания месторождения, возможные масштабы производства, капитальные и эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого, его переработку и использование, расположение месторождения относительно предприятий, перерабатывающих сырье и потребляющих конечную продукцию, время освоения и разработки месторождения, стадию освоения запасов, надежность геологоразведочных и технико-экономических данных для расчетов, а также возможные влияния работ по разведке, добыче и переработке на смежные отрасли, окружающую природную среду.

Таким образом ценность любого месторождения должна устанавливаться на основе рассмотрения его не обособленно и абстрактно, а в тесной взаимосвязи с работой уже действующих горно-обогатительных и металлургических предприятий, средств транспорта и с учетом возможностей использования уже

имеющихся производственных фондов, трудовых ресурсов, времени освоения, ограниченности капитальных вложений. Следует также принимать во внимание возможные последствия несвоевременного обеспечения имеющихся производственных мощностей перерабатывающих предприятий минерально-сырьевыми ресурсами. Каждое месторождение должно рассматриваться как отдельный источник снабжения минеральным сырьем предприятий конкретного комбината или региона, а также горнодобывающей подотрасли и отрасли, транспортных предприятий и транспортных отраслей. Для последних данное минеральное сырье может стать предметом грузоперевозок, системы экспорта-импорта, где также могут возникнуть последствия для отрасли или народного хозяйства в целом, учитывая весь комплекс природных ресурсов, на которые окажут отрицательное влияние горные работы, возможные изменения производственных фондов, трудовых и материальных ресурсов.

4.2. ФАКТОРЫ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ КАЧЕСТВО И ЦЕННОСТЬ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Можно выделить следующие факторы, определяющие ценность того или иного месторождения полезных ископаемых для народного хозяйства:

1. Содержание и число полезных и вредных компонентов в каждом полезном ископаемом на оцениваемом месторождении или в его районе, а также другие технологические свойства этого полезного ископаемого, определяющие величину извлекаемой ценности каждого добываемого полезного ископаемого (рудной массы).

2. Число полезных ископаемых на месторождении или в его районе, другие факторы, определяющие возможную степень комплексности использования этого месторождения.

3. Масштаб месторождения (запасы полезных ископаемых), определяющий очень многие технико-экономические показатели и параметры предприятия, в том числе возможную производственную мощность предприятия по добыче и переработке полезного ископаемого.

4. Горно-геологические условия залегания месторождения (размеры залежей полезных ископаемых, угол их падения, коэффициент рудоносности, равномерность оруденения, крепость и устойчивость руд и вмещающих пород, обводненность, наличие геологических нарушений, глубина разработки и т.д.).

5. Степень разведанности месторождения, достоверность горно-геологических данных о месторождении и технико-экономических показателей добычи и переработки полезных ископаемых.

6. Особенности климата и рельефа местности, в которой находится месторождение, расположение месторождения относительно перерабатывающих предприятий и потребителей конечной продукции, что определяет величину затрат на освоение региона (инфраструктуру) и самого месторождения, а также на транспортировку полезных ископаемых и конечной продукции.

7. Ценность земель, лесов, вод и других природных ресурсов в районе месторождения, продуктивность которых может быть нарушена или снижена или которые будут использованы при геологоразведочных работах, освоении и разработке месторождения, а также при транспортировании и переработке полезных ископаемых.

8. Стадия освоения месторождения и время, в течение которого оно может быть разведано, освоено и разработано.

9. Предполагаемые для применения варианты технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

10. Возможная производственная мощность горного и перерабатывающего предприятия по добыче и переработке полезных ископаемых.

11. Вероятные рынки сбыта и возможные колебания цен.

В разных условиях и районах важность, значение и роль отмеченных факторов, составляющих качество месторождений, различны.

Извлекаемая ценность каждого из добываемых полезных ископаемых (в частности, рудной массы) зависит от содержания в нем полезных и вредных компонентов, ценности полезных компонентов, а также от показателей извлечения их при добыче, обогащении и металлургическом переделе. Извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого тем выше, чем больше содержание, число полезных компонентов, их ценность и показатели извлечения.

Количество полезных ископаемых на месторождении, возможная степень комплексности их освоения и использования, содержание и число полезных и вредных компонентов в каждом полезном ископаемом определяют величину извлекаемых запасов,

средневзвешенной ценности полезных ископаемых и извлекаемой ценности месторождения в целом. Масштаб месторождения, количество полезных ископаемых, его горно-геологические условия залегания и принятая технология разработки определяют величины производственной мощности предприятия, затрат на добычу и переработку полезных ископаемых, показатели потерь и разубоживания, а также другие технико-экономические показатели работы горного предприятия.

Затраты на добычу и обогащение полезных ископаемых в значительной степени зависят не только от масштабов месторождения (величины запасов), но и от расположения его относительно основных транспортных путей и количества полезных ископаемых на данном месторождении (эти факторы определяют масштабы предприятия и зависящие от него удельные условно-постоянные затраты).

Затраты на транспортирование руд и концентратов до металлургических заводов и их переработку, капитальные и эксплуатационные затраты на транспортировку добытых полезных ископаемых и конечных продуктов их переработки до места их использования, а также затраты трудовых ресурсов на выполнение этих работ зависят от климата и рельефа местности, в которой находится месторождение, от расположения месторождения относительно обогатительных фабрик, металлургических заводов и потребителей конечной продукции. Иногда эти затраты бывают в несколько раз больше, чем затраты на добычу. Например, перевозка железных руд и концентратов из карьеров КМА на металлургические заводы Урала обходится в 2,5—3 раза дороже, чем добыча руды.

Иногда от расположения месторождения относительно основных транспортных путей зависят не только величина капитальных вложений на освоение месторождения и размер эксплуатационные затрат на добычу и переработку полезных ископаемых, но и время, в течение которого может быть освоено это месторождение. Если для освоения нового месторождения еще до начала разработки требуется много лет вести строительство дорог и рабочих поселков, то ценность этого месторождения с учетом времени его освоения будет соответственно меньше.

Например, ценность огромного по запасам Удоканского месторождения для народного хозяйства по сегодняшнему номиналу не особенно высока, потому что оно может быть освоено только

через много лет, так как требуются огромные капиталовложения, равные примерно капиталовложениям всей отрасли цветной металлургии на две пятилетки. Если даже все эти капиталовложения выделить на освоение Удокана, то освоить их невозможно из-за отсутствия мощностей строительных организаций. Главное же, надо иметь в виду, что отвлечение всех капиталовложений на Удокан приведет к таким отрицательным последствиям в отрасли, которые вряд ли окупятся ценностью Удокана. И, наоборот, даже гораздо меньшее по масштабам и содержанию металлов в руде месторождение может оказаться более ценным, если оно расположено в районе действующих горных и перерабатывающих предприятий, например, на Рудном Алтае, Северном Кавказе или Урале, и может быть освоено в ближайшие годы без больших затрат на инфраструктуру. Даже забалансовые полезные ископаемые на освоенном месторождении могут оказаться более ценными и эффективными по сравнению с богатыми рудами, но на неосвоенном месторождении.

Расположение месторождения по отношению к перерабатывающим предприятиям и потребителям иногда может быть определяющим условием для решения вопроса о вовлечении его в эксплуатацию. С ведомственных позиций, иногда раньше бывало выгодно разрабатывать богатые месторождения, даже сильно удаленные от перерабатывающих заводов (например, руда с КМА шла на уральские заводы), когда перевозки осуществлялись транспортом Министерства путей сообщения и других ведомств за счет производственных фондов, трудовых ресурсов и капиталовложений этих ведомств. Но с позиции народного хозяйства в целом это не всегда выгодно. Целесообразнее с народнохозяйственных позиций было бы освоить даже значительно менее богатые по содержанию железорудные месторождения Урала.

Особую важность расположение месторождения имеет при рассмотрении вопроса обеспечения действующих предприятий запасами взамен отрабатываемых. Освоение близлежащих месторождений в этом случае позволяет использовать уже имеющиеся производственные фонды предприятия (в значительной мере, если не все), городское хозяйство, жилье и кадры, что позволяет ускорить освоение нового месторождения с минимальными капитальными и эксплуатационными затратами на транспортировку руды и концентратов.

Горно-геологические условия залегания полезных ископаемых и месторождения в целом (глубина расположения запасов, характер оруденения, коэффициент рудоносности, равномерность распределения полезных компонентов, размеры и элементы залегания рудных тел, крепость руд и пород, их устойчивость и др.) определяют технологию добычи и обогащения и соответствующую ей величину прямых затрат.

Степень разведанности месторождения и достоверность горно-геологических данных о месторождении влияют как на величину извлекаемой ценности добываемого полезного ископаемого, так и на затраты по его добыче, переработке и использованию конечных продуктов переработки. Из-за неподтверждения величины запасов могут быть допущены перерасход капиталовложений и рост эксплуатационных затрат за счет увеличения амортизации, общецеховых и дополнительных расходов.

Кроме этого, из-за неподтверждения данных о качестве полезных ископаемых (по содержанию металлов в руде) может соответственно уменьшиться фактическая ценность добываемого полезного ископаемого (рудной массы). Вероятность неподтверждения данных по содержанию металлов в руде тем больше, чем ниже степень разведанности запасов. При разведанности запасов по категории С, вероятность ошибки в 2—3 раза больше, чем при категории А + В. Ошибка может оказаться на 35—40 % больше, чем при категории А + В. Из-за низкой достоверности и неподтверждения данных по величине запасов полезного ископаемого принятые в проекте параметры горно-обогатительного предприятия (его мощность и срок службы) и технология горных работ не будут соответствовать фактическому масштабу месторождения, элементам залегания и размерам рудных тел, что приведет к увеличению удельных капитальных вложений и себестоимости добычи и переработки, а также недостаточному использованию производственных фондов, часть которых может оказаться бросовой.

Особенно большой ущерб имеет место в случаях, когда не подтверждаются данные не только по величине запасов, но и по содержанию металлов в руде. Так, на одном из медно-рудных предприятий из-за неподтверждения проектных данных по запасам (подтвердились по величине лишь на 53 %, а по содержанию меди на 91 %), производственная мощность предприятия по рудной массе достигла 50—60 % проектной, а по металлу только 48 %. Вместо

высокорентабельного предприятия по проекту фактически оно оказалось убыточным. Еще больших размеров достиг ущерб от перерасхода эксплуатационных затрат. Этот огромный ущерб является результатом проектных решений, основанных на недостаточно достоверных горно-геологических сведениях. Данные решения были в той или иной степени правильными для условий и запасов, которые принимались за основу при проектировании рудника и которые были до того утверждены в ГКЗ без учета вероятностного характера геологических данных в предположении, что эти данные подтвердятся практикой рудника на 100 %. Таких предприятий в горно-добывающих отраслях довольно много.

Уровень (степень) достоверности данных о запасах и содержании в них полезных компонентов обусловливает величину ущерба от неправильного, не соответствующего фактическому состоянию определения параметров рудника и выбора технологии горных работ. Если эта ошибка несоответствия фактических запасов параметрам запроектированного предприятия в процессе эксплуатации устраняется, то максимальный ущерб имеет место только за период применения неправильных параметров рудника и технологии горных работ, а после перепроектирования и реконструкции рудника он может быть значительно снижен. Если бы, например, на Тишинском руднике сразу применили систему разработки малыми камерами и слоями с закладкой вместо больших камер (на всю высоту этажа) по первоначальному проекту, то избежали бы больших потерь и разубоживания, а также малой производственной мощности рудника в первые десятилетия его работы. Если бы более правильно установили свойства руд и пород, то ошибки проектирования можно было бы избежать.

Достоверность данных о запасах и содержании полезных компонентов на действующих рудниках, в том числе и по забалансовым запасам, значительно выше, чем на новых, вновь осваиваемых месторождениях. Поэтому иногда даже бедные, но достоверно изученные (или простые по строению) месторождения могут оказаться более ценными, чем богатые по содержанию, но сложные и изученные недостаточно, с вероятностью большой ошибки.

По той же причине более ценными могут оказаться запасы попутных (пригодных для комплексного освоения) полезных ископаемых, залегающих совместно с основными. В процессе эксплуа-

тации основного полезного ископаемого запасы совместно с ним залегающих «второстепенных» полезных ископаемых могут быть детально изучены, поэтому ошибки в определении их величины и качества будут минимальными. Детально могут быть исследованы технологические свойства попутных полезных ископаемых и с высокой степенью точности установлены оптимальные параметры предприятия и технология добычи и переработки. В этом — преимущество комплексного освоения недр и залог высокой эффективности комплексной разработки месторождения.

К наиболее важным факторам, определяющим ценность месторождения или части его запасов, относятся стадия освоения месторождения или части его запасов и время, необходимое для разведки, ввода в эксплуатацию месторождения и его разработки. Стадия освоения запасов месторождения и подготовки полезного ископаемого к выдаче для переработки и использования в ряде случаев является решающим фактором эффективной разработки и использования запасов. Чем выше стадия освоения запасов, тем, при одинаковых прочих условиях (ценности полезного ископаемого), больше эффективность их разработки, потому что меньше капитальные и текущие затраты, а также время освоения и ввода этих запасов в эксплуатацию. Наиболее высокой стадией освоения характеризуются запасы на подготовленных этажах, отбитые запасы и особенно запасы забалансовых и бедных руд в отвалах на поверхности. Благодаря высокой стадии освоенности таких запасов повторная разработка их может оказаться весьма эффективной даже при невысокой ценности руд.

Ценность земель и других природных ресурсов, наличие антропогенных объектов в районе континентального месторождения, время воздействия на природу и другие факторы определяют величину ущерба окружающей среде, который может быть нанесен народному хозяйству в результате выполнения всего комплекса работ, связанных с поисками, разведкой и эксплуатацией, включая бросовые месторождения и рудопроявления, освоение региона, строительство рудника и обогатительной фабрики, строительство дорог, стволов, хвостохранилищ, коммуникаций, месторождений горные работы, транспортирование, переработку полезных ископаемых и реализацию конечной продукции. Этот ущерб может быть огромным, иногда он превышает ценность разрабатываемого

месторождения. При существующем положении он является неотвратимым последствием разведки и разработки месторождения. Это — дополнительные затраты, которые несет общество, народное хозяйство в связи с разведкой и эксплуатацией месторождения. Поэтому данные затраты совершенно необходимо учитывать при оценке любого месторождения.

В значительной степени величина извлекаемых запасов, а следовательно, и ценность месторождения могут быть увеличены или уменьшены за счет применяемой для разработки этого месторождения технологии горных работ. Например, открытый способ разработки на ряде месторождений позволяет на 10—30 % увеличивать извлекаемые запасы по сравнению с подземным способом разработки. Причем не только за счет снижения эксплуатационных потерь до 3—5 %, но и за счет обнаружения в процессе эксплуатации дополнительных запасов, не входящих в контуры балансовых. Прирост таких запасов может быть достаточно значительным. Так, благодаря открытому способу добычи (карьер) на Тырныаузском вольфрам-молибденовом месторождении было извлечено дополнительно 40 % запасов.

При подземном способе разработки величина извлекаемых запасов в большей мере зависит от принимаемых схем вскрытия месторождения, способов подготовки горизонтов и блоков, порядка разработки и особенно систем разработки.

В различного рода охранных целиках у вскрывающих выработок на многих месторождениях остается до 10—15 % запасов. В частности, на Урупском руднике проектом было предусмотрено почти 30 % верхней части месторождения оставить в охранном целике под р. Уруп и у ствола шахты, что значительно снизило величину активных запасов. На ряде месторождений применение полевой схемы подготовки горизонтов и блоков к эксплуатации дает возможность не только снизить потери полезного ископаемого при добыче (в подштрековых и надштрековых целиках), но также разведать и вовлечь в эксплуатацию дополнительные, ранее не обнаруженные запасы, не входящие в состав балансовых. Благодаря этому, извлекаемые запасы могут увеличиться на 5—15 % и более по сравнению с рудной подготовкой.

В зависимости от применяемой системы разработки извлекаемые запасы могут отличаться на 15—20 % и более. Например, при системах с закладкой выработанного пространства извлекае-

мые запасы на 15—20 % больше, чем при системах с обрушением и камерно-столбовых, а на мощных залежах Джезказганского медного месторождения эта разница достигает 30—35 %.

Величина запасов и качество их использования в значительной степени зависят от применяемых схем рудоподготовки, обогащения и металлургического передела. Различные методы рудоподготовки (обогащение в тяжелых суспензиях, рентгенорадиометрический метод и другие способы сортировки) позволяют не только увеличить уровень использования балансовых запасов, но и вовлечь дополнительно в эксплуатацию бедные и забалансовые полезные ископаемые. Если, например, богатые железные руды в Кривом Роге без обогащения направляются на металлургический передел, то в недрах остаются и подрабатываются запасы с содержанием железа менее 46 %. В то же время при наличии процесса обогащения на железорудных предприятиях Урала эффективно используются запасы руд с содержанием железа 32 % при подземном способе (Богословское, Высокогорское и Гороблагодатское РУ) и до 16 % при открытом способе разработки (Качканарский ГОК).

Иногда, даже при одной и той же технологии горных работ, введение другого порядка отработки месторождения может существенно изменить величину извлекаемых запасов и обеспечить более постоянное качество добываемых полезных ископаемых. Так, на одном из золоторудных месторождений принятый порядок отработки бедной верхней части месторождения карьером, а богатой нижней части подземным способом позволил значительно увеличить общие извлекаемые запасы и эффективность разработки месторождения (его оценку).

На руднике Холтосон Джидинского вольфрам-молибденового комбината, где обычно выемку блоков вели снизу вверх, переход на выемку запасов по простиранию дал возможность нарастить извлекаемые запасы, добывать рудную массу более постоянного качества и снизить разубоживание руды.

В зависимости от количества разрабатываемых на месторождении полезных ископаемых (уровня комплексности использования недр), масштабов добычи каждого полезного ископаемого, применяемых систем разработки, наличия рудоподготовки и других видов предварительного обогащения полезных ископаемых производственная мощность горного предприятия может изменяться в довольно широких пределах. Так, при ком-

плексном освоении недр, вовлечении в эксплуатацию нескольких полезных ископаемых производственная мощность предприятия может возрасти значительно, а в некоторых случаях будет в несколько раз больше, чем при разработке одного полезного ископаемого.

Производственная мощность горного предприятия, а следовательно, и ценность месторождения, эффективность его разработки, может изменяться в зависимости от применяемого способа и системы разработки. При системах разработки с обрушением, камерно-столбовых и этажно-камерных производственная мощность предприятия по рудной массе может быть увеличена на 15—25 %, а иногда в 1,5—2 раза, чем при системах разработки с твердеющей закладкой. Рост производственной мощности предприятия позволяет снизить удельные капитальные и эксплуатационные затраты на добычу и переработку, существенно увеличить извлекаемые запасы и ценность месторождения. Таким образом, выбор оптимальной технологии и параметров горных работ позволяет существенно повысить эффективность управления качеством месторождения, а также степень его оценки.

Важнейшим условием правильной оценки месторождения, кроме учета взаимосвязи всех основных факторов, определяющих его «индивидуальную» ценность, является необходимость сравнения его с отдельными месторождениями, а также оценка его в совокупности с другими месторождениями, с обязательным учетом ущерба окружающей среде.

Допустим, что на богатом по содержанию металлов в руде месторождении запасы разведаны по категории C_1, т.е. с допустимой ошибкой ± 45 %, а на бедном — с ошибкой ± 20 %. Предположим, что математическое ожидание искомой величины, например, содержание металлов в запасах на богатом месторождении равно 0,65, а на бедном 0,9. Пусть без учета стохастического характера данных по содержанию металлов в запасах ценность добываемой рудной массы на богатом месторождении равна 200 руб/т, а на бедном — 100 руб/т. Если данные по затратам принять детерминированными и равными на богатом месторождении 150 руб/т, а на бедном — 80 руб/т, то без учета вероятных ошибок удельная прибыль в первом случае будет равна 200 – 150 = 50 руб/т, а во втором

100 – 80 = 20 руб/т. Вроде бы более ценным (прибыль в 2,5 раза больше) будет богатое по содержанию месторождение.

Однако с учетом вероятности ошибки прибыль на первом месторождении будет равна 200 · 0,65 – 150 = – 20 руб/т (т.е. убытки), а на втором 100 · 0,9 – 80 = 10 руб/т, т.е. «бедное» месторождение гораздо более эффективное и ценное.

На уже разрабатываемых месторождениях, в силу лучшей изученности их запасов, а также возможностей использования уже имеющихся производственных фондов, пройденных выработок, оборудования, при наличии квалифицированных трудовых ресурсов, рабочего поселка и соцкультбыта, даже при сравнительно малом содержании металлов в руде может оказаться значительно более эффективной эксплуатация сравнительно бедных руд, повторная разработка месторождения на основе вовлечения в эксплуатацию ранее потерянных запасов, а также запасов брошенных ранее обедненных участков забалансовых полезных ископаемых.

В период «первичной» эксплуатации эти запасы могут быть изучены достаточно полно, а их величина и качество могут быть определены практически без ошибок. В совокупности с технологией горных работ, которая позволяет обнаружить и вовлечь в эксплуатацию дополнительные запасы, повторная разработка благодаря высокой степени достоверности данных о запасах оказывается на многих месторождениях достаточно эффективной. Например, полевая подготовка запасов с целью их повторной разработки позволяет дополнительно вовлечь 10—20 % запасов.

Ввиду того, что достоверность геологических данных сравнительно невелика, при эксплуатации континентальных месторождений почти всегда имеет место перерасход капитальных и эксплуатационных затрат. Как и остающаяся после отработки месторождения часть неиспользуемых в народном хозяйстве бросовых основных производственных фондов горного предприятия и рабочего поселка, этот перерасход средств является непосредственной частью расходов отрасли и общества в целом для обеспечения требуемого объема производства тем или иным видом минерального сырья. При разведке и эксплуатации морских месторождений этих составляющих расходов практически нет, поскольку даже при неподтверждении данных о запасах, как и при окончании эксплуатации месторождения, затраты будут связаны только с передислокацией добычного флота и оборудования на новый объект.

В какой-то мере подобное положение имеет место при эксплуатации мелких месторождений на континенте кочующими предприятиями и артелями старателей. С той лишь разницей, что такая разработка малых месторождений связана с довольно большим нарушением природных ресурсов и ущербом окружающей среде. При сравнительной оценке морских и континентальных месторождений необходимо учитывать не только разницу во времени освоения и эксплуатации и в ущербе окружающей среде, но и в ущербе от бросовых фондов. Важнейшим преимуществом повторной разработки, которое необходимо учитывать при оценке ее эффективности, является фактическое отсутствие таких крупных составляющих затрат, как ущерб окружающей среде и ущерб от бросовых фондов. При «первичной» разработке окружающая среда уже разрушена и дополнительный ущерб от повторной разработки может составить незначительную величину, которой можно пренебречь. Наоборот, при увеличении извлекаемых запасов удельный ущерб окружающей среде, приходящийся на единицу добычи, будет соответственно снижаться.

Осуществляя повторную разработку вместо освоения нового месторождения, можно тем самым предотвратить нарушение окружающей среды в районе нового месторождения.

Уменьшить ущерб окружающей среде можно, применив те или иные природоохранные мероприятия, однако с позиции экономических интересов горных предприятий их выполнение невыгодно. При существующем положении, когда отсутствует единство интересов предприятий, отраслей и народного хозяйства, даже если эти мероприятия очень высокоэффективны с позиции интересов отраслей или народного хозяйства в целом, внедрение природоохранных мероприятий невозможно. Что касается ущерба от бросовых производственных фондов, то повторная разработка позволяет не только ликвидировать его или уменьшать, но и значительно продлить срок использования этих фондов. Кроме этого, продлевается срок эксплуатации жилого фонда. По сравнению с освоением нового месторождения повторная разработка позволяет избежать главных затрат на строительство предприятия, дорог и

рабочего поселка и не осуществлять затрат на подготовку кадров. Повторная разработка позволяет в определенной мере избежать излишних расходов народного хозяйства.

В зависимости от уровня решения задачи могут быть учтены те или иные из этих факторов. С позиции интересов геологоразведочной отрасли достаточно учесть два основных фактора: извлекаемую ценность полезного ископаемого и затраты на его добычу и переработку, а затем установить величину и прибыльность запасов, чтобы утвердить их в ГКЗ.

С позиции горно-добывающего предприятия (комбината) этого недостаточно. Следует учесть еще возможные затраты на транспортирование минерального сырья, степень использования имеющихся производственных фондов и трудовых ресурсов, возможности комбината и региона для освоения месторождения. С позиции горно-добывающей подотрасли, кроме этого, необходимо учесть еще затраты на транспортировку конечной продукции горного предприятия до перерабатывающих предприятий, степень использования полезных ископаемых перерабатывающими предприятиями и количество производимой подотраслью конечной продукции, от чего зависит объем импорта недостающего в стране количества продукции. С позиции горно-добывающей отрасли необходимо учесть еще обеспеченность этой отрасли минерально-сырьевыми ресурсами при сравнительно ограниченных возможностях новых капитальных вложении в сырьевую базу.

С позиции народного хозяйства в целом очень важно учесть влияние горных работ на окружающую среду и возможные последствия этого влияния в других отраслях, сельском, лесном и водном хозяйстве вследствие отрицательного воздействия горного предприятия на новом месторождении и на других действующих уже рудниках, в транспортных отраслях — в связи с необходимостью увеличения объема перевозок, в строительных отраслях и организациях — в связи с необходимостью увеличения объема строительно-монтажных работ, в экспортно-импортной системе и т.п. При этом независимо от того, с какой позиции решается задача, весьма важно учитывать степень разведанности месторождения и достоверность данных по запасам. Сравнительно бедные, но более достоверно изученные запасы могут оказаться более ценными и эффективными, чем менее достоверные, хотя и более богатые по содержанию. Степень риска затрат на основе более достоверно разведанных месторождении меньше, следовательно, меньше будут и фактические удельные капитальные и эксплуатационные затраты на добычу и переработку полезного ископаемого.

Наиболее полную оценку эффективности освоения каждого месторождения необходимо осуществлять с позиции интересов народного хозяйства в целом. Для практического осуществления наиболее эффективного с позиции народного хозяйства варианта важно предусмотреть соответствующие стимулирующие мероприятия, хозяйственный механизм, систему взаимоотношений и взаиморасчетов, обеспечивающие единство экономических интересов предприятия, отрасли и народного хозяйства в целом. Экономическая оценка и выбор наиболее эффективного месторождения должны осуществляться на основе системного подхода с учетом возможных последствий влияния на конечный результат работы не только рудника, но и комбината, а при необходимости и возможных последствий в отрасли и народном хозяйстве в целом. При этом необходимо учитывать изменение всего комплекса ресурсов: капитальных и эксплуатационных затрат, производственных фондов, трудовых ресурсов, минерально-сырьевой базы, материальных, топливно-энергетических ресурсов и др. Все расчеты должны осуществляться на основе сравнения с каким-то базовым вариантом.

4.3. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ДОБЫВАЕМОЙ ОДНОКОМПОНЕНТНОЙ РУДНОЙ МАССЫ

По вопросу о методах определения извлекаемой ценности добываемой рудной массы в настоящее время в горно-технической литературе и различного рода типовых методических указаниях существуют разные мнения. Часть авторов считают целесообразным определять извлекаемую ценность в расчете на 1 т руды балансовых запасов, другие авторы полагают, что необходимо определять ее в расчете на 1 т добываемой рудной массы, потому что рудники добывают не руду балансовых запасов, а рудную массу и все затраты на добычу и переработку относятся не на 1 т руды балансовых запасов, а на 1 т добываемой и перерабатываемой руд-

ной массы (т.е. разубоженной руды). Второй важный принцип определения извлекаемой ценности — вопрос о том, какие стадии переработки следует учитывать при оценке. Одни авторы считают, что во всех случаях необходимо учитывать не только стадию добычи, но и стадии обогащения и металлургического передела. По мнению других авторов, расчет должен осуществляться до той стадии переработки, после которой получается товарный продукт данного предприятия. Например, если предприятие продает концентрат, то расчет должен осуществляться до стадии получения концентрата. В том случае, когда предприятие продает не руду, не концентрат и даже не чугун и сталь, а прокат, необходимо учитывать все стадии, включая прокатное производство. В методических подходах при определении извлекаемой ценности добываемой рудной массы также имеет место большое разнообразие.

Для определения извлекаемой ценности однокомпонентной рудной массы, в частности, при разработке железорудных, ртутных и сурьмяных месторождений применяются простейшие методы, основанные на установленных ценах каких-то полезных ископаемых или продуктов их переработки базового качества (с базовым содержанием того или иного металла или другого полезного или вредного компонента). Для установления цены такого же полезного ископаемого или продуктов его переработки, но другого качества, вводятся определенные доплаты или штрафы за то или иное отклонение того или иного качественного признака от базового значения.

И тогда, если отпускная цена продукции с базовым содержанием или базовым качеством равна $ц_б$, то отпускная цена той же продукции, но с другим содержанием или другого качества, например, железной руды, будет равна

$$ц_р = ц_б + \Delta(a - a_б),$$

где $a_б$ и a — содержание полезного компонента соответственно в базовой продукции и в другой, %; Δ — доплата за увеличение содержания полезного компонента на 1 % по сравнению с его содержанием в базовой продукции, руб/%.

Если добываемое полезное ископаемое характеризуется несколькими качественными показателями, то формула для определения отпускной цены будет иметь более общий вид

$$ц_р = ц_б \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta_i (a_i - a_{бi}),$$

где n — число характеристик данного полезного ископаемого (содержание металлов, прочность, крупность, теплота сгорания, зольность, влажность, содержание серы и др.); Δ_i — доплата или штраф за отклонение от базового качества по i-й качественной характеристике, руб.

Другая группа полезных ископаемых (некоторые руды цветных и редких металлов, благородных металлов, некоторые однокомпонентные, агрономические руды и т.п.) характеризуется тем, что отпускные цены установлены на полезные компоненты в этих рудах, в концентратах и промпродуктах и т.п. Ценность однокомпонентных руд этой группы полезных ископаемых (например, ртути, урана и т.п.) определяется по формуле

$$ц_д = 0{,}01c\,(1 - Р)\,ц_о,$$

где c — содержание металла в руде балансовых запасов, %; Р — разубоживание руды, доли ед.; $ц_о$ — отпускная цена полезного компонента (металла) в руде, руб/т; 0,01 — коэффициент пересчета процентов.

Если содержание полезного компонента (металла) в добытой рудной массе выражается не в процентах, а в г/т, г/м³, кг/т, кг/м³, например, в рудах золота, серебра и др., то в формулах для определения извлекаемой ценности коэффициент 0,01 не применяется, а отпускные цены на металлы и металлы в концентратах ($ц_д$ и $ц_м$) выражаются не в руб/т, а в руб/г, руб/кг и т.д.

Например, извлекаемая ценность добываемой рудной массы с содержанием золота определяется по формуле

$$ц_д = c\,(1 - Р)\,ц_з,$$

где $ц_з$ — отпускная цена 1 г золота в руде, руб/г.

Однако оценка полезных ископаемых на стадии добычи дает далеко не полный результат. Поэтому обычно оценки добываемых полезных ископаемых осуществляют, имея в виду, что большинство полезных ископаемых обогащают до получения товарной продукции (промпродуктов или концентратов), а концентраты перерабатывают на металлургических заводах. Методики для оценки добываемых полезных ископаемых с учетом обогащения и метал-

лургического передела имеют несколько иной вид, однако принципиальные различия разных групп полезных ископаемых по установлению отпускных цен остаются те же. На концентраты однокомпонентных руд цены устанавливаются по формуле

$$ц_к = ц_{кб} + \Delta(\beta - \beta_б),$$

где $ц_{кб}$ — отпускная цена 1т концентрата базовой кондиции (с базовым содержанием металла), руб/т; $\beta_б$ и β — содержание металла в базовом и другом концентратах, %; Δ — доплата за увеличение содержания в концентрате на 1% по сравнению с базовым, руб.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы при этом (руб/т) определится как

$$ц_д = \gamma ц_к = \frac{c(1-Р)\varepsilon_о}{\beta} ц_к,$$

где γ — выход концентрата в результате обогащения 1 т рудной массы, т/т; $\varepsilon_о$ — извлечение металла при обогащении, доли ед.

Если из однокомпонентной рудной массы извлекается два или несколько продуктов, например, железный концентрат и щебень, то извлекаемая ценность определится (руб/т) по формуле

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i ц_{кi},$$

где γ_i — выход i-го продукта из 1 т рудной массы, т/т.

Для однокомпонентной руды цветных или редких металлов при расчете, включая стадию обогащения, применяют формулы:

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\ \varepsilon_о ц;$$

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\ \varepsilon_м ц_м;$$

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\ \varepsilon_о\ \varepsilon_м ц_м,$$

где $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение металла при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.; ц — отпускная цена металла в концентрате, руб/т; $ц_м$ — цена металла, руб/т.

Несколько иной вид имеют формулы для определения извлекаемой ценности для руд золота, серебра и других благородных металлов. Если данная руда (золота или серебра) обогащается и конечной продукцией предприятия является концентрат, то извлекаемая ценность определится по формуле

$$ц_д = c(1-Р)\ \varepsilon_о\ \varepsilon_о ц_{зк},$$

где $\varepsilon_о$ — извлечение металла при обогащении, доли ед.; $ц_{зк}$ — отпускная цена 1 г или 1 кг металла в концентрате, руб.

Если такая же руда перерабатывается на обогатительной фабрике, а получаемый из нее концентрат перерабатывается на металлургическом заводе, то извлекаемая ценность рудной массы для такого предприятия определится по формуле

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\ \varepsilon_о\ \varepsilon_м ц_м,$$

где $\varepsilon_м$ и $ц_м$ — извлечение металла при металлургическом переделе концентрата (доли ед.) и отпускная пена 1 г или 1 кг этого металла, руб/г.

Если в процессе подготовки и обогащения поток золотосодержащей рудной массы разделяется, например, после дробления и отмывки, то извлекаемая ценность определится по формуле

$$ц_д = (1-\varphi)\ a_о\ \varepsilon_о ц_к + \varphi\ a_х\ \varepsilon_х ц_х,$$

где φ — доля мелочи рудной массы, отмываемой от общего количества в процессе доводки; $a_о$ и $a_х$ — содержание золота в обогащенной части рудной массы и в отмытой части, г/т; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_х$ — извлечение золота в концентрат из обогащенной части и отмытой, доли ед.; $ц_к$ и $ц_х$ — цена золота в концентрате и в отмытой части, руб/г.

Для определения извлекаемой ценности однокомпонентной рудной массы с учетом стадии обогащения, химического или металлургического передела (если рудная масса идет без обогащения на металлургический передел) также применяются простейшие формулы. Например, для железных руд (руб/т)

$$ц_д = \gamma_к ц_к,$$

где $\gamma_к$ — выход железного концентрата, т/т; $ц_к$ — его отпускная цена, руб/т.

В условиях рудников черной металлургии извлекаемая ценность добываемой рудной массы в случае ее комплексного использования определяется по формуле (руб/т)

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i ц_i ,$$

где γ_i — выход i-го продукта из рудной массы, т/т; $ц_i$ — отпускная цена i-го продукта, руб/т; n — число получаемых продуктов.

Выход основного готового продукта (железного промпродукта или концентрата) определяется по формулам:

$$\gamma_{пк} = \frac{a\,\varepsilon_{пк}}{\beta_{пк}} \quad \text{или} \quad \gamma_{пк} = \frac{a-\theta}{\beta_{пк}-\theta},$$

где $a = c(1-P)$ — содержание железа в рудной массе, %; $\beta_{пк}$ — содержание железа в промпродукте или концентрате, %; $\varepsilon_{пк}$ — извлечение железа в промпродукт или концентрат, доли ед.; θ — содержание железа в хвостах обогащения, %.

Показатели обогащения руд черных металлов, как и руд цветных металлов, могут быть определены на основе зависимости извлечения в концентрат и содержания в концентрате от содержания металлов в добываемой и перерабатываемой рудной массе (или величины разубоживания руды). Зависимости можно установить, обработав статистические ежесменные данные за период 6—12 мес. соответствующей обогатительной фабрики или проведя специальные исследования. На рис 4.1 приведены графики извлечения Fe в железный концентрат по данным трех горно-обогатительных комбинатов.

По двум другим железорудным предприятиям графики зависимости извлечения в концентрат и содержания в концентрате приведены на рис 4.2.

В том случае, когда в составе железорудного предприятия имеются не только рудники и обогатительные фабрики, но и агломерационные фабрики, выход полезного продукта определяется по формуле (т/т)

$$\gamma_a = \gamma_к\,\varepsilon_a \frac{\beta_к}{\beta_a},$$

где $\gamma_к$ и γ_a — выход концентрата и агломерата из 1 т рудной массы, т/т; ε_a — извлечение из концентрата в агломерат, доли ед.; $\beta_к$ и β_a — содержание железа в концентрате и агломерате, %.

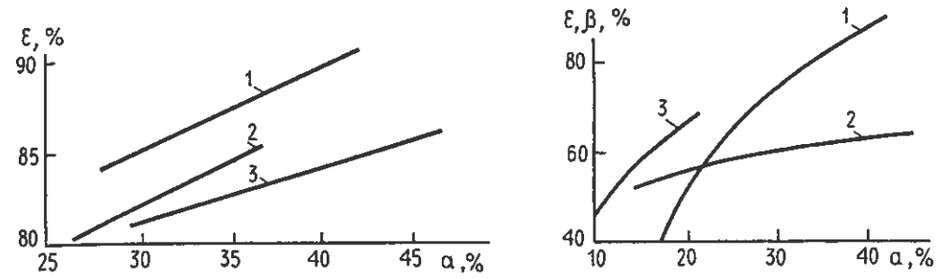


Рис. 4.1. Извлечение железа ε при обогащении железных руд:
горно-обогатительные комбинаты: 1 — Коршуновский; 2 — Ковдорский; 3 — Оленегорский

Рис. 4.2. Изменение показателей обогащения железной руды:
1 — извлечение в концентрат; 2 — содержание в концентрате (шахта «Южная» Гороблагодатского рудоуправления); 3 — извлечение в концентрат (Качканарский ГОК)

Если предприятие выпускает чугун, то извлекаемая ценность определится в соответствии с отпускной ценой чугуна, а выход чугуна из 1 т рудной массы можно вычислить (т/т) следующим образом

$$\gamma_ч = \gamma_a\,\varepsilon_ч \frac{\beta_a}{\beta_ч},$$

где $\varepsilon_ч$ — извлечение железа из агломерата в чугун, доли ед.; $\beta_ч$ и β_a — содержание железа в чугуне и агломерате, %.

Если отходы обогащения железной руды можно использовать в виде щебня, то его выход может быть определен по формуле

$$\gamma_щ = 1 - \gamma_{пк} - \gamma_м ,$$

где $\gamma_м$ и $\gamma_{пк}$ — выход мелочи и пылеватых частиц при сортировке щебня, доли ед.

Если потребители покупают щебень с мелочью, то его выход будет равен

$$\gamma_щ = 1 - \gamma_{пк} .$$

Отпускные цены на продукцию железорудной промышленности установлены для отдельных бассейнов и предприятий. В зависимости от содержания железа отпускные цены железной рудной массы, промпродуктов, концентратов или агломератов могут быть определены по следующим формулам (руб/т):

а) рудной массы

$ц = ц_{ро} - Δ_{рр}(a_0 - a)$;

б) промпродукта

$ц_п = ц_{по} - Δ_{пр}(β_о - β)$;

в) концентрата

$ц_к = ц_{ко} - Δ_{кр}(β_{ок} - β_к)$;

г) агломерата

$ц_а = ц_{ао} - Δ_{ар}(β_{ао} - β_а)$,

где $ц_{ро}$, $ц_{по}$, $ц_{ко}$, $ц_{ао}$ — отпускная цена рудной массы, промпродукта, концентрата и агломерата при каких-то базовых в них содержаниях железа a_0, $β_о$, $β_{ок}$, $β_{ао}$, % , руб/т; $Δ_{рр}$, $Δ_{пр}$, $Δ_{кр}$, $Δ_{ар}$ — доплата за каждый процент отклонения от базового содержания железа в рудной массе, промпродукте, концентрате и агломерате, руб; a, β, $β_к$, $β_а$ — содержание железа в рудной массе, промпродукте, концентрате, агломерате, % .

При комплексном использовании железной руды и щебня извлекаемая ценность рудной массы определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = γ_к ц_к + γ_щ ц_щ = γ_к\left[ц_{ко} - Δ_{кр}(β_{ок} - β_п)\right] + (1 - γ_к) ц_щ,$$

где $ц_щ$ — отпускная цена 1 т щебня.

Если из хвостов магнитной сепарации извлекают медь, ванадий, цинк, кобальт и т.д., то извлекаемая ценность добываемой рудной массы устанавливается по формуле (руб/т)

$$ц_д = γ_к ц_к + (1 - γ_к)\, 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} a_{мi}\, ε_{мi}\, ц_{мi},$$

где $a_{мi}$, $ε_{мi}$, $ц_{мi}$ — содержание меди (или другого полезного компонента) в хвостах, его извлечение в концентрат и отпускная цена металла в концентрате.

В условиях месторождений горно-химического сырья извлекаемая ценность добываемой рудной массы при комплексном использовании руды может быть найдена по формулам (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{1}^{n} c(1 - Р) ε_о ц_{мк}$$

или

$$ц_д = \sum_{1}^{n} \frac{c(1 - Р) ε_о}{β_ф} \frac{β_ф}{β_к} ц_к = c(1 - Р) ε_о \frac{ц_к}{β_к},$$

где $ε_о$ — извлечение при обогащении, доли ед.; $ц_к$ — отпускная цена концентрата со стандартным содержанием в нем полезных компонентов $β_к$ (хлористого калия в сильвинитах, пятиоксида фтора в апатитах и т.д.); $ц_{мк}$ — то же полезного компонента (металла) в концентрате; $β_ф$ — фактическое содержание в конечном продукте, %.

Применительно к условиям золоторудных месторождений или месторождений других благородных и редких металлов, содержание которых измеряется не в %, а в г/т, извлекаемая ценность определяется по формуле

$$ц_д = c_б(1 - Р) ε_о\, ε_м ц_м,$$

где $c_б$ — содержание редкого или благородного металла в руде балансовых запасов, г/т; $ε_о$ и $ε_м$ — извлечение благородного металла при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.; $ц_м$ — отпускная цена благородного металла в концентрате, руб/г.

Если в руде содержится несколько благородных и редких металлов, то извлекаемая ценность устанавливается следующим образом (руб/т)

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} c_i (1 - Р_i) ε_{оi} ε_{мi} ц_i,$$

где $ε_{мi}$ — извлечение *i*-го благородного металла при металлургическом переделе.

Применительно к условиям ртутных месторождений и других полезных ископаемых, когда рудная масса идет сразу на металлургический передел, извлекаемая ценность добываемой рудной массы находится по формуле (руб/т)

$$ц_{дi} = 0{,}01 c(1 - Р) ε_м ц,$$

где *c* — содержание ртути в руде балансовых запасов, %; $ε_м$ — извлечение при металлургической переработке рудной массы; Р —

разубоживание, доли ед.; ц — отпускная цена ртути, руб/т; 0,01 — переводной коэффициент.

В условиях сурьмяных месторождений извлекаемая ценность добываемой рудной массы определяется по формулам (руб/т):

а) при учете только стадии обогащения

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о \frac{\beta_ф}{\beta_н} ц_к;$$

б) при учете стадий обогащения и металлургического передела

$$ц_д = 0{,}01c_б(1-Р)\varepsilon_о\varepsilon_м ц_м,$$

где $ц_к$ — отпускная цена концентрата с содержанием сурьмы 30 %, руб/т; $ц_м$ — отпускная цена сурьмы, руб/т; $\beta_ф$ и $\beta_н$ — содержание сурьмы в концентрате фактическое и нормативное ($\beta_н$ = 30 %).

Однако, в настоящее время практически нет однокомпонентных руд. В частности, из руд цветных металлов давно уже извлекают до 25 полезных компонентов. Поэтому особый интерес представляют методики определения извлекаемой ценности добываемой рудной массы применительно к условиям комплексного использования многокомпонентных руд.

4.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Определение ценности добытого комплексного полезного ископаемого на горных предприятиях цветной металлургии, а при комплексном использовании и на рудниках черной металлургии, горно-химического сырья, редких и благородных металлов осуществляется либо по величине суммарного содержания всех извлекаемых полезных компонентов в пересчете на один (основной) компонент или по величине суммарной извлекаемой ценности полезных компонентов.

Коэффициент перевода для каждого полезного компонента определяется по формуле

$$К_{пi} = \frac{\varepsilon_{оi}\varepsilon_{мi}ц_i}{\varepsilon_{о1}\varepsilon_{м1}ц_1},$$

где $\varepsilon_{оi}$, $\varepsilon_{мi}$, $ц_i$ — извлечение (доли ед. или %) i-го полезного компонента при обогащении и металлургическом переделе и его отпускная цена (руб/т); $\varepsilon_{о1}$, $\varepsilon_{м1}$, $ц_1$ — то же, для основного полезного компонента.

Содержание каждого i-го полезного компонента в пересчете на основной компонент определится как

$$a_i^1 = a_i К_{пi}.$$

Суммарное содержание полезных компонентов в пересчете на один основной компонент определяется обычно по формуле

$$a_s = \sum_{i=1}^{n} a_i К_{пi} = 0{,}01(1-Р)\sum_{i=1}^{n} c_i \varepsilon_{оi} \varepsilon_{мi} К_{пi} ц_i,$$

где a_i — содержание i-го компонента в добытой рудной массе (%, г/т, г/м³, кг/т, кг/м³); $К_{пi}$ — коэффициент перевода содержания i-го компонента в содержание основного полезного компонента; n — число извлекаемых полезных компонентов.

В том случае, когда кроме полезных компонентов добытого полезного ископаемого комплексно используются продукты отходов, например, легкая фракция от обогащения в тяжелых суспензиях, щебень в отходах магнитной сепарации для строительных целей, хвосты обогащения для закладки выработанного пространства и др., суммарное содержание всех полезных компонентов (металлов) и утилизируемых отходов можно выразить формулой

$$a_s = \sum_{i=1}^{n} a_i К_{пi} + \sum_{j=1}^{m} \gamma_j \frac{ц_{оi}}{ц_{д1}},$$

где $\sum_{j=1}^{m} \gamma_j \frac{ц_{оi}}{ц_{д1}}$ — суммарная ценность комплексно используемых отходов горного производства (обогащения и металлургического передела), выраженная через содержание основного полезного компонента (%, г/т, г/м³, кг/т, кг/м³); m — количество утилизируемых продуктов, получаемых из отходов горного производства; γ_j — выход j-го используемого продукта, получаемого из отходов горного производства, приходящийся на 1 т добытой рудной массы (т/т или доли ед.); $ц_{оj}$ — отпускная цена j- го продукта, получаемого

из отходов, руб/т; $ц_{дi}$ — извлекаемая ценность основного полезного компонента в добываемой рудной массе, руб/т.

Такие методы определения качества добываемого полезного ископаемого по величине содержания полезных компонентов, особенно методы в пересчете на основной металл, несмотря на их довольно простую сущность, имеют определенные недостатки. Во-первых, требуется двойной счет: сначала нужно определить извлекаемую ценность по большинству полезных компонентов и утилизируемых отходов, а затем по ним найти содержание в пересчете на какой-то один компонент. Во-вторых, содержание полезных компонентов характеризует качество добытого полезного ископаемого неточно и неполностью.

Благодаря простоте дальнейшего употребления определенной таким путем величины извлекаемой ценности для различных технико-экономических расчетов данная методика довольно широко применяется в практике проектирования. Однако она имеет существенные недостатки, что может в ряде случаев привести к довольно крупным ошибкам в определении извлекаемой ценности.

Один из недостатков этого метода состоит в том, что он предполагает равенство потерь и разубоживания по всем полезным компонентам. В действительности же, в силу неравномерности распространения и различия закономерностей распределения различных минералов в пределах рудных залежей, а также разных содержаний полезных компонентов во вмещающих породах, потери и разубоживание по отдельным металлам могут отличаться очень сильно.

При значительном содержании одного из компонентов во вмещающих породах возможно даже, что потери и разубоживание по этому компоненту будут иметь минусовое значение, т.е. не потери, а прибавление и не разубоживание, а повышение содержания.

Другой недостаток метода определения извлекаемой ценности, предусматривающего пересчет на один основной металл, заключается в том, что закономерности изменения показателей обогащения в зависимости от содержания металла в руде принимаются как бы одинаковыми для всех полезных компонентов — такими как и основного металла.

Некоторые зависимости показателей обогащения руд цветных металлов приведены на графиках рис. 4.3 — 4.8.

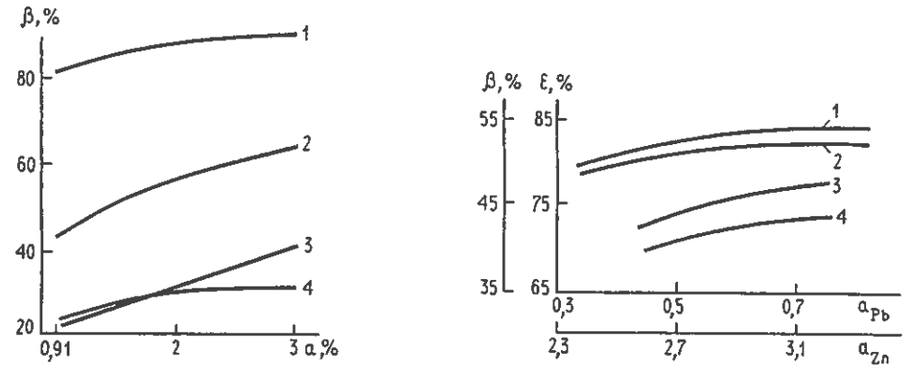


Рис. 4.3. Извлечение при обогащении сурьмяной руды с различным содержанием полезного ископаемого в руде и степенью его окисленности:
1 — извлечение сульфидных форм; 2 — извлечение смешанных сульфидных и окисленных форм; 3 — извлечение окисленных форм; 4 — содержание в концентрате

Рис. 4.4. Показатели обогащения свинцово-цинковой руды:
1 и 3 — извлечение цинка и свинца в концентраты; 2 и 4 — содержание цинка и свинца в концентратах

Изменение показателей обогащения комплексной ртутно-сурьмяно-флюоритовой рудной массы характеризуется графиками рис. 4.9.

Как видно из этих графиков, закономерности изменения показателей обогащения для различных металлов в зависимости от содержания их в добываемой рудной массе отличаются значительно. Поэтому метод определения извлекаемой ценности многокомпонентной руды на основе пересчета на один компонент может обеспечить достаточную точность только для руд, полезные компоненты которых имеют примерно идентичные зависимости извлечения при обогащении от содержания их в рудной массе.

Наиболее вероятная область его применения — богатые и очень богатые руды, при пересчете на один металл.

Для условий разработки многокомпонентных руд благородных и редких металлов, например, золото-серебряной, извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится как сумма извлекаемых ценностей

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} c_i(1 - P_i)ц_{pi},$$

где $ц_{pi}$ — отпускная цена i-го металла в руде, руб/т, руб/г.

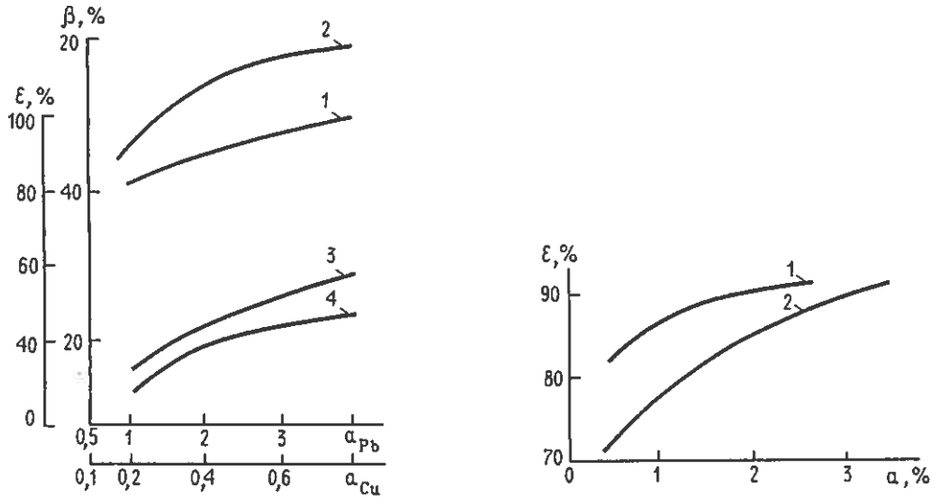


Рис. 4.5. Показатели обогащения свинцово-медной руды в зависимости от содержания металла в руде:
1 и 2 — извлечение в концентрат и содержание в концентрате свинца; 3 и 4 — извлечение в концентрат и содержание в концентрате меди

Рис. 4.6. Извлечение при обогащении медной руды:
1 – Урупский рудник; 2 – Учалинский рудник

Если установлены отпускные цены на благородные металлы в концентратах и в конечной продукции, то извлекаемая ценность может быть установлена по формуле

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi}\, ц_{пi},$$

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi}\, \varepsilon_{мi}\, ц_{мi},$$

где $ц_{пi}$, $ц_{мi}$ — отпускные цены i-го металла в руде, промпродукте и в конечной продукции, руб/т, руб/г; ε_{oi}, $\varepsilon_{мi}$ — извлечение i-го металла в концентрат (промпродукт) и в конечную продукцию, доли ед.; n — число полезных компонентов в руде; P_i — разубоживание руды по i-му компоненту, доли ед.

Для золото-серебряной руды с содержанием свинца извлекаемая ценность определяется по формуле

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi} ц_{зi} + 0{,}01 c_с(1-P_c)\varepsilon_{oc} ц_с,$$

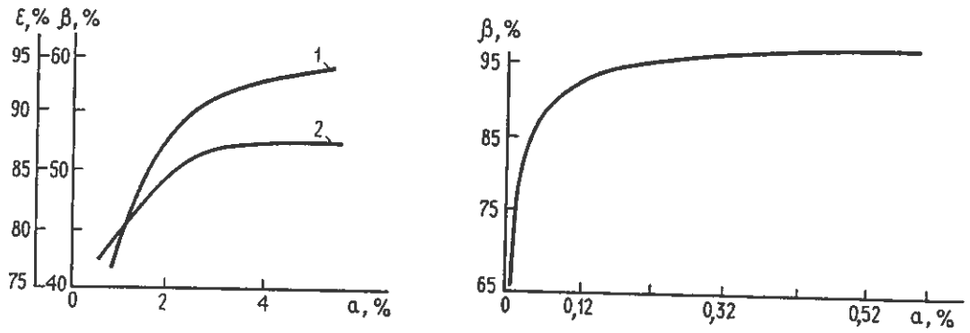


Рис. 4.7. Показатели обогащения свинцовой рудной массы:
1 — извлечение свинца в концентрат; 2 — содержание его в концентрате

Рис. 4.8. Извлечение ртути при металлургическом переделе (Хайдарканский рудник)

где $ц_с$ — отпускная цена свинца в концентрате, руб/т; $ц_{зi}$ — отпускная цена 1 г i-го компонента в концентрате, руб/т; n — число извлекаемых из руды полезных компонентов; $c_с$ — содержание свинца в руде, %; c_i и P_i — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов (г/т) и разубоживание руды по i-му металлу, %; ε_{oc} — извлечение свинца при обогащении, %.

Если перерабатываются многокомпонентные руды цветных металлов, то формулы извлекаемой ценности добываемой рудной массы будут иметь вид

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi} ц_i;$$

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{мi} ц_{мi};$$

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi}\varepsilon_{мi} ц_{мi},$$

где n — число полезных компонентов в руде; $\varepsilon_{мi}$ — извлечение i-го металла из добытой рудной массы или концентрата при металлургическом переделе, доли ед.; $ц_{мi}$ — отпускная цена i-го металла, руб/т.

По второму методу для определения извлекаемой ценности комплексной рудной массы (руб/т) применяется следующая формула

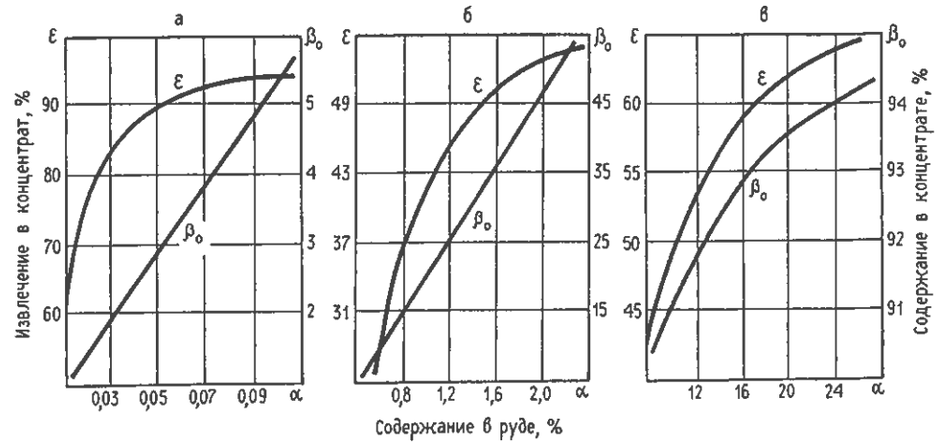


Рис. 4.9. Зависимости извлечения полезных компонентов в концентраты и содержания в концентратах от содержания их в рудной массе:
а — для ртути; б — для сурьмы; в — для флюорита

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \frac{c_i \varepsilon_i (1 - P_i)}{100 \cdot \beta_i} ц_i ,$$

где $ц_д$ — суммарная извлекаемая ценность добываемой рудной массы, руб/т; c_i — содержание i-го полезного компонента в руде, %; P_i — разубоживание руды, %; ε_i и β_i — извлечение i-го металла в конечный продукт и содержание его в конечном продукте, %; $ц_i$ — цена i-го металла, концентрата или другой продукции, получаемой в результате переработки рудной массы, руб/т.

В этой формуле в отличие от предыдущей учитывается возможность различия разубоживания по разным полезным компонентам, но по ней извлекаемая ценность определяется неполностью. Согласно этой формуле оцениваются лишь те части содержащихся в рудной массе основных металлов, которые извлекаются в одноименные или коллективные концентраты, например, свинец — в свинцовый, медь — в медный, цинк — в цинковый и т.д.

На стадии обогащения полиметаллической рудной массы все полезные компоненты извлекаются в основном в 3—4 концентрата (свинцовый, медный, цинковый и пиритный). Причем даже основные металлы (свинец, медь, цинк) извлекаются не только в одноименные концентраты, но и в разноименные. При этом, если извлечение в одноименные концентраты составляет 80—92 %, то в разноименные от 4 до 30 % и более. Извлечение из одноименных

концентратов при металлургическом переделе составляет 88—96 %, а из разноименных — от 5 до 50 %.

Извлечение попутных компонентов при обогащении в разные концентраты изменяется от 10 до 80 %, редких — 10—20 %, а при металлургическом переделе концентратов от 3 до 50 %.

Такое разнообразие показателей извлечения обусловливает необходимость индивидуального учета технологических показателей полезных компонентов по всем концентратам в отдельности.

Все изложенное свидетельствует, что по первым двум методикам определения извлекаемой ценности добываемой рудной массы с достаточной достоверностью может быть учтена лишь ценность основных металлов, извлекаемых в одноименные концентраты, и довольно приближенно — ценность некоторых сопутствующих компонентов.

Совсем не учитывают оба эти метода пересчета на один металл особенностей многосортной руды, содержание металлов в каждом сорте руды и доли этого сорта в общей добыче. Не учитывает этот метод и то обстоятельство, что в комплексных рудах содержание одной части компонентов измеряется в процентах, а другой (благородных и редких металлов) — в граммах, килограммах и т.д. Неучет этих важных факторов может привести к серьезным ошибкам, особенно если при обогащении комплексных руд конечные продукты представлены несколькими концентратами. Чтобы избежать этих ошибок, извлекаемая ценность добываемой рудной массы многокомпонентных и многосортных руд должна определяться индивидуально в зависимости от горно-геологических условий и конкретно для каждого месторождения и сорта руды с учетом доли этого сорта в общей добыче и с учетом схемы реализации конечной товарной продукции.

4.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ МНОГОКОМПОНЕНТНОЙ И РАЗНОСОРТНОЙ РУДНОЙ МАССЫ

Основой правильного определения извлекаемой ценности добываемой многокомпонентной и разносортной рудной массы являются зависимости изменения показателей обогащения, в частности, извлечения в концентраты, которые для разных компонентов сильно отличаются. Поэтому для расчетов необходимо изу-

чить эти закономерности для каждого компонента индивидуально. Важно также иметь в виду, что содержания разных компонентов руд цветных металлов в разных блоках соотносятся по-разному.

Чтобы учесть все основные особенности комплексной переработки многокомпонентного сырья при использовании действующих отпускных цен на продукцию цветной металлургии, необходимо применять для определения извлекаемой ценности (руб/т) добываемой рудной массы следующую формулу

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \left[0{,}01 c_i (1 - Р_i) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{ij} f_{ij} ц_{мij} \right],$$

где c_i — содержание i-го полезного компонента в руде балансовых запасов, %; $Р_i$ — показатели разубоживания руды по i-му компоненту, доли ед; n — число извлекаемых из руд полезных компонентов; m — число получаемых из руд концентратов и промпродуктов; ε_{ij} — показатель извлечения i-го полезного компонента в j-й концентрат, доли ед.; f_{ij} — показатель извлечения i-го полезного компонента при металлургическом переделе j-го концентрата, доли ед.; $ц_{мij}$ — отпускная цена i-го металла или другого конечного продукта переработки, извлекаемого из j-го концентрата (после металлургического передела), руб/т.

Данная формула учитывает все основные особенности комплексного использования минерального сырья и позволяет осуществлять анализ с целью выбора путей повышения эффективности использования добываемой рудной массы. Учет трех стадий — добычи, обогащения и металлургического передела позволяет в значительной мере избежать недостатков действующих отпускных цен на руды и концентраты. В то же время данная формула может быть использована для определения ценности того или иного полезного компонента в концентрате.

В наиболее общем случае, когда руды цветных металлов многокомпонентны, содержат благородные и редкие металлы и эти руды можно разделить на несколько сортов, а при переработке добываемой рудной массы получают несколько концентратов, извлекаемая ценность добываемой рудной массы применительно к условиям ГОКов цветной металлургии может быть определена по следующей формуле (руб/т):

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n} c_{i\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{оij\varphi} ц_{ij\varphi} + \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n_б} c_{бi\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{обij\varphi} ц_{бij\varphi},$$

где q_φ — доля участия φ-го сорта руды в общей добыче, доли ед.; k — число сортов руд; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; $c_{i\varphi}$ и $c_{бi\varphi}$ — содержание i-го цветного и благородного металла в руде φ-го сорта, %; $Р_\varphi$ — разубоживание руды φ-го сорта, доли ед.; m — число концентратов; $\varepsilon_{оij\varphi}$ и $\varepsilon_{обij\varphi}$ — извлечение i-го цветного и благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды φ-го сорта, доли ед.; $ц_{ij\varphi}$ и $ц_{бij\varphi}$ — отпускная цена i-го цветного и благородного металла в j-м концентрате после обогащения руды φ-го сорта, руб/т.

По этой формуле можно не только определить извлекаемую ценность добываемой рудной массы для какого-то конкретного случая, но и оптимизировать число сортов, на которые целесообразно разделить запасы. Для этого необходимо определить извлекаемую ценность при всех возможных для применения вариантах разделения запасов по сортам (два, три и т.д.), а также соответствующие этим вариантам затраты на добычу и переработку. Оптимальное число сортов будет такое, при котором максимальна сумма дисконтированной прибыли за расчетный период с учетом дополнительных (по сравнению с базовым вариантом) затрат, связанных с добычей и переработкой по сортам. В качестве базового варианта может быть принята валовая выемка и переработка рудной массы без разделения сортов.

Если предприятие работает нормально, его продукция находит рынок внутри страны по каким-то устойчивым рыночным ценам и ценность реализуемой товарной продукции позволяет обеспечить производство всем необходимым, то, например, применительно к условиям Урупского ГОКа извлекаемая ценность добываемой рудной массы в зависимости от вариантов принимаемой технологии добычи и переработки может быть определена по следующим формулам:

а) при валовой разработке месторождения и производстве одного медного концентрата, в который извлекаются золото и серебро (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 c_м (1 - Р) \varepsilon_{ом} ц_{мк} + \sum_{i=1}^{n_б} c_i (1 - Р) \varepsilon_{оi} ц_i,$$

где $c_м$, $\varepsilon_{ом}$ — содержание меди в балансовых запасах месторождения (%) и извлечение ее при обогащении, доли ед.; $ц_{мк}$ — отпускная цена меди в медном концентрате, руб/т; Р — разубоживание руды, доли ед.; $n_б$ — число благородных металлов в рудной массе; c_i и ε_{oi} — содержание i-го благородного металла в рудной массе (г/т) и извлечение его в концентрат, доли ед.; $ц_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентрате, руб/г;

б) при валовой разработке месторождения и производстве медного и цинкового концентратов, в каждый из которых извлекаются золото и серебро (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01\left[c_м(1-Р)\varepsilon_{ом}ц_{мк} + c_ц(1-Р)\varepsilon_{оц}ц_{цк}\right] + \sum_{i=1}^{n_б} c_i(1-Р)\sum_{i=1}^{m}\varepsilon_{оij}ц_{ij},$$

где m — число концентратов; $c_м$, $c_ц$ — содержание меди и цинка в руде балансовых запасов, %; $\varepsilon_{ом}$ и $\varepsilon_{оц}$ — извлечение меди в медный концентрат и цинка в цинковый, доли ед.; $ц_{мк}$ и $ц_{цк}$ — отпускная цена меди в медном концентрате и цинка в цинковом концентрате, руб/т; c_i — содержание i-го металла в балансовых запасах, г/т; $\varepsilon_{оij}$ — извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении, доли ед.; $ц_{ij}$ — отпускная цена i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т;

в) при раздельной добыче и переработке медных и медно-цинковых руд и производстве медного и цинкового концентратов из обоих сортов руд, в которые извлекаются золото и серебро (руб/т)

$$ц_д = q\,0{,}01\left[c'_м(1-Р')\varepsilon'_{ом}ц'_{мк} + c'_ц(1-Р')\varepsilon'_{оц}ц'_{цк}\right] +$$
$$+ (1-q)0{,}01\left[c''_м(1-Р'')\varepsilon''_{ом}ц''_{мк} + c''_ц(1-Р'')\varepsilon''_{оц}ц''_{цк}\right] +$$
$$+ q\sum_{i=1}^{n_б} c'_i(1-Р')\varepsilon'_{oi}ц'_i + (1-q)\sum_{i=1}^{n_б} c''_i(1-Р'')\varepsilon''_{oi}ц''_i,$$

где q, $(1-q)$ — доли медно-цинковых и медных руд в общей добыче, доли ед.; $c'_м$ и $c''_м$ — содержание меди в медно-цинковых и медных рудах (балансовых запасах), %; $c'_ц$ и $c''_ц$ — содержание цинка в медно-цинковых и медных рудах, %; $\varepsilon'_{ом}$ и $\varepsilon''_{ом}$ — извлечение меди из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $\varepsilon'_{оц}$ и

$\varepsilon''_{оц}$ — извлечение цинка из медно-цинковых и медных руд, доли ед.; $ц'_{мк}$ и $ц''_{мк}$ — отпускная цена меди в концентрате из медно-цинковых и медных руд, руб/т; Р′ и Р″ — разубоживание медно-цинковых и медных руд, доли ед.; c'_i и c''_i — содержание i-го благородного металла в медно-цинковых и медных рудах, г/т, кг/т; ε'_{oi} и ε''_{oi} — извлечение i-го благородного металла из медно-цинковых и медных руд, доли ед.; $ц'_i$ и $ц''_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентратах из медно-цинковых и медных руд, руб/г, руб/кг;

г) при раздельной добыче и переработке медно-цинковых и медных руд и производстве медных концентратов из обоих сортов руд и цинковых концентратов из медно-цинковых руд, в которые извлекаются золото и серебро (руб/т),

$$ц_д = q\,0{,}01\left[c'_м(1-Р')\varepsilon'_{ом}ц'_{мк} + c'_ц(1-Р')\varepsilon'_{оц}ц'_{цк}\right] +$$
$$+ (1-q)0{,}01\left[c''_м(1-Р'')\varepsilon''_{ом}ц''_{мк}\right] + q\sum_{i=1}^{n_б} c'_i(1-Р')\varepsilon'_{oi}ц'_i +$$
$$+ (1-q)\sum_{i=1}^{n_б} c''_i(1-Р'')\varepsilon''_{oi}ц''_i,$$

где q — доля медно-цинковых руд в общих запасах, доли ед.; $(1-q)$ — доля медных руд, доли ед.; $c'_м$ и $c''_м$ — содержание меди в медно-цинковых и медных рудах месторождения, %; $\varepsilon'_{ом}$ и $\varepsilon''_{ом}$ — извлечение меди из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $c'_ц$ и $\varepsilon'_{оц}$ — содержание цинка в медно-цинковых рудах (%) и извлечение его в цинковый концентрат, доли ед.; $ц'_{цк}$ — отпускная цена цинка в цинковом концентрате из медно-цинковых руд, руб/т; $ц'_{мк}$ и $ц''_{мк}$ — отпускная цена меди в концентрате из медно-цинковых руд и медных, руб/т; c'_i и c''_i — содержание i-го благородного металла в медно-цинковых и медных рудах, г/т, кг/т и т.п.; $n_б$ — число благородных металлов в рудах; ε'_{oi} и ε''_{oi} — извлечение благородного металла из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $ц'_i$ и $ц''_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентратах из медно-цинковых и медных руд, руб/г, руб/кг.

Если в качестве товарной продукции ГОКа служит не концентрат, а возвращаемая ему часть продукции в виде черновой или рафинированной меди или даже медного проката (другая часть

взимается металлургическими заводами в качестве оплаты за переработку концентратов), то извлекаемая ценность добываемой рудной массы при валовой ее добыче и переработке определится (руб/т) по формуле

$$ц_д = 0{,}01 c_м (1 - Р) \varepsilon_{ом} \varepsilon_1 (ц_1 - c_{д1}) + $$

$$+ \sum_{i=1}^{n_б} c_i (1 - Р) \varepsilon_{oi} \varepsilon_{1i} (ц_{1i} - c_{д1i}),$$

где ε_1 — извлечение меди из концентрата в черновую медь на металлургическом заводе, доли ед.; $ц_1$ — рыночная цена черновой меди, руб/т; $\varepsilon_{ом}$ и ε_{oi} — извлечение меди и i-го благородного металла при обогащении в медный концентрат, доли ед.; ε_{1i} — извлечение i-го благородного металла при металлургическом переделе концентратов в черновую медь и первичные благородные металлы, доли ед.; $ц_{1i}$ — рыночная цена i-го благородного металла, руб/г; $c_{д1}$ и $c_{д1i}$ — затраты на переработку концентрата в черновую медь и благородные металлы, руб/т рудной массы.

Если в качестве товарной продукции служит рафинированная медь, то извлекаемая ценность добываемой рудной массы по меди определяется по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01\ c_м\ (1 - Р)\ \varepsilon_{ом}\ \varepsilon_1\ \varepsilon_2\ (ц_2 - c_{д1} - c_{д2}),$$

а при продаже медного проката (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 c_м\ (1 - Р)\ \varepsilon_{ом}\ \varepsilon_1\ \varepsilon_2\ \varepsilon_3\ (ц_3 - c_{д1} - c_{д2} - c_{д3}).$$

где ε_2 и ε_3 — извлечение из черновой меди в рафинированную и из рафинированной в медный прокат, доли ед.; $c_{д2}$ и $c_{д3}$ — затраты на переработку черновой меди в рафинированную и рафинированной в прокат в расчете на 1 т добываемой и перерабатываемой рудной массы, руб/т.

Для условий горно-металлургического комбината по добыче и переработке многокомпонентных и многосортных руд цветных металлов, которые содержат благородные и редкие металлы и из которых при переработке добываемой рудной массы получаются несколько концентратов, извлекаемая ценность добываемой рудной массы с учетом металлургического передела может быть определена по следующей формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n} c_{i\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{oij\varphi}\, \varepsilon_{мij\varphi}\, ц_{мij\varphi} +$$

$$+ \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n_б} c_{бi\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{обij\varphi}\, \varepsilon_{мбij\varphi}\, ц_{мбij\varphi},$$

где q_φ — доля участия φ-го сорта руды в общей добыче, доли ед.; k — количество сортов руд; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; $c_{i\varphi}$ и $c_{бi\varphi}$ — содержание i-го цветного и благородного металла в руде φ-го сорта, %; $Р_\varphi$ — разубоживание руды φ-го сорта, доли ед.; m — число концентратов; $\varepsilon_{oij\varphi}$ и $\varepsilon_{обij\varphi}$ — извлечение i-го цветного и благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды φ-го сорта, доли ед.; $ц_{мij\varphi}$ и $ц_{мбij\varphi}$ — отпускная цена i-го цветного и благородного металла, извлекаемого из j-го концентрата после обогащения руды φ-го сорта, руб/т; $\varepsilon_{мij\varphi}$ и $\varepsilon_{мбij\varphi}$ — извлечение i-го цветного и благородного металла при металлургическом переделе j-го концентрата, доли ед.

Если товарной продукцией являются металлы, которые продаются за рубеж, то извлекаемая ценность добываемой рудной массы, например, двух сортов с содержанием цветных и благородных металлов определяется по формуле (руб/т)

$$ц_д = q\, 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c'_i (1 - Р') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon'_{oij}\, \varepsilon'_{мij}\, ц'_{мijв}\, К_п +$$

$$+ (1 - q)\, 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c''_i (1 - Р'') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon''_{oij}\, \varepsilon''_{мij}\, ц''_{мijв}\, К_п +$$

$$+ q \sum_{i=1}^{n_б} c'_{бi} (1 - Р') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon'_{обij}\, \varepsilon'_{мбij}\, ц'_{бijв}\, К_п +$$

$$+ (1 - q) \sum_{i=1}^{n_б} c''_{бi} (1 - Р'') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon''_{обij}\, \varepsilon''_{мбij}\, ц''_{бijв}\, К_п,$$

где c'_i и c''_i — содержание i-го цветного металла в руде первого и второго сорта, %; ε'_{oij} и ε''_{oij} — извлечение i-го цветного металла при обогащении в j-й концентрат из руды первого и второго сорта, доли ед.; $ц'_{мijв}$ и $ц''_{мijв}$ — отпускная цена в валюте i-го цветного металла, извлекаемого из j-го концентрата из руды первого и второго сорта, долл/т; $c'_{бi}$ и $c''_{бi}$ — содержание i-го благородного металла в руде первого и второго сорта, %; $К_п$ — коэффициент пересчета ва-

люты в рубли; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; m — число концентратов, получаемых при обогащении добываемой рудной массы; $\varepsilon'_{об ij}$ и $\varepsilon''_{об ij}$ — извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды первого и второго сорта, доли ед.; $ц'_{б ijв}$ и $ц''_{б ijв}$ — отпускная цена в валюте i-го благородного металла в j-м концентрате из руды первого и второго сорта, долл/т; q и $(1 - q)$ — доля первого и второго сорта руды в общей добыче, доли ед.; $\varepsilon'_{м ij}$ и $\varepsilon''_{м ij}$ — извлечение i-го цветного металла из j-го концентрата, получаемого из рудной массы первого и второго сорта, доли ед.; $\varepsilon'_{мб ij}$ и $\varepsilon''_{мб ij}$ — извлечение i-го благородного металла из j-й концентрата, получаемого из рудной массы первого и второго сорта, доли ед.

Определив по этим формулам извлекаемую ценность добываемой рудной массы, можно выбрать наиболее эффективный вариант реализации продукции ГОКа. Подставляя в приведенные формулы все необходимые показатели, можно более правильно решить практически все технико-экономические задачи оптимизации схем и параметров вскрытия и подготовки, оценки и переоценки запасов месторождения, выбора систем разработки, сравнения вариантов раздельной и валовой добычи и переработки рудной массы, производства концентратов и металлов, экономической оценки и нормирования, потерь и разубоживания руды и многие другие. Однако для этого необходимо правильно определить величину удельных эксплуатационных затрат на добычу и переработку.

4.6. ЗАВИСИМОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ОТ СОДЕРЖАНИЯ ВРЕДНЫХ ПРИМЕСЕЙ В РУДНОЙ МАССЕ

Без детального изучения закономерностей изменения показателей обогащения в зависимости от содержания в добываемой и перерабатываемой рудной массе полезных и вредных компонентов применительно к условиям каждого конкретного месторождения не может быть правильно решена ни одна задача по оценке качества запасов месторождения и эффективности его разработки.

Обычно детально изучаются зависимости изменения показателей обогащения (извлечения в концентраты и содержания в концентратах) по основному полезному компоненту, что же касается попутных полезных компонентов, в том числе даже благородных и

редких металлов, то для них определяются лишь отдельные показатели (для рудной массы какого-то среднего качества). И совсем слабо изучаются зависимости показателей обогащения от содержания в добываемой и перерабатываемой рудной массе компонентов, отрицательно влияющих на извлечение основного компонента этой рудной массы.

В качестве таких отрицательно влияющих на процесс обогащения компонентов рудной массы могут служить как ее естественные составляющие, так и привнесенные в процессе добычи. Во многих полезных ископаемых отрицательными естественными компонентами являются: диоксид кремния, сера, мышьяк, кальцит, окисленные минералы и т.п. Иногда вредными оказываются вполне ценные, казалось бы, компоненты руд. Например, при высоком содержании цинка в медных рудах Урупского медноколчеданного месторождения его попадание в медный концентрат сверх допустимого содержания снижает отпускную цену медного концентрата.

Показатели обогащения многих руд цветных и черных металлов резко снижаются из-за разубоживания их в процессе добычи с закладочным материалом, содержащим цемент.

На одном из бериллиевых месторождений, которое разрабатывалось системами с твердеющей закладкой, попадание в рудную массу только 1 % цемента полностью нарушало процесс флотации.

Недостаточный учет влияния вредных компонентов рудной массы на показатели извлечения полезных компонентов при переработке и ценность товарной продукции приводит к тому, что завышается ценность месторождений, устанавливаются заниженные кондиции по содержанию полезных компонентов, обосновываются завышенные параметры рудников, выбираются не самые эффективные технологии добычи и переработки.

Во избежание ошибок необходимо еще на стадии обоснования целесообразности детальной разведки того или иного месторождения детально изучить все технологические свойства и показатели полезных ископаемых не какой-то одной представительной пробы, а проб, характеризующихся широким пределом изменения содержания полезных и вредных компонентов. Известно, что в период эксплуатации содержания изменяются довольно существенно.

Если зависимости изменения содержания полезных и вредных компонентов не изучены на стадии разведки запасов, то они могут быть исследованы на основе фактических данных действующего предприятия. Особенно важно установить такие зависимости на горных предприятиях, где в связи с переходом к рынку требуется обосновать соответствующие новым экономическим условиям кондиции и пересчитать запасы полезных ископаемых. В частности, такая задача возникает для Тырныаузского вольфрам-молибденового комбината. В рудах Тырныаузского вольфрам-молибденового месторождения вредным компонентом является кальцит ($CaCO_3$).

Статистическая обработка фактических данных Тырныаузской обогатительной фабрики за несколько лет показала, что извлечение вольфрама в концентрат при обогащении очень сильно зависит от содержания WO_3 в перерабатываемой рудной массе (рис. 4.10). При увеличении содержания WO_3 вдвое (с 0,11 до 0,22 %) извлечение в концентрат увеличивается в 2,33 раза (с 30 до 70 %).

В зависимости от содержания в рудной массе $CaCO_3$ извлечение в концентрат WO_3 также изменяется весьма существенно (рис. 4.11). При снижении содержания CaCO3 в рудной массе вдвое

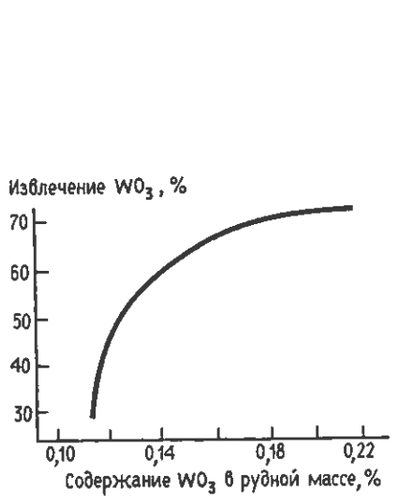


Рис. 4.10. Зависимость извлечения WO_3 в концентрат от содержания его в рудной массе

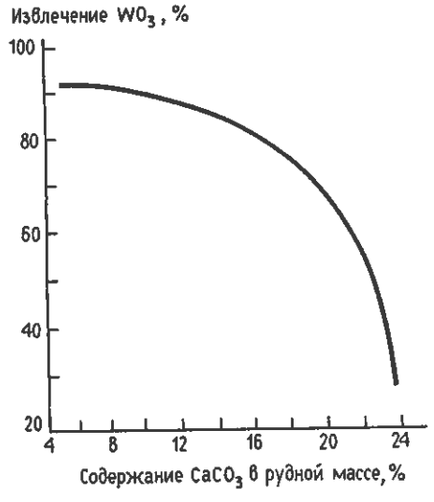


Рис. 4.11. Зависимость извлечения WO_3 в концентрат от содержания кальцита в рудной массе

(с 26 до 13 %) извлечение в концентрат WO_3 увеличивается в 2,14 раза (с 35 до 75 %). Снижение содержания в рудной массе кальцита только на 1 % обеспечивает повышение извлечения вольфрама при обогащении на 2,5 %. Чтобы обеспечить такое повышение извлечения, надо повысить содержание WO_3 в рудной массе в 1,1 раза. Уменьшить содержание кальцита гораздо важнее, чем повысить содержание металлов в добываемой рудной массе. Поэтому важнейшими направлениями повышения эффективности разработки Тырныаузского вольфрам-молибденового месторождения является не только повышение содержания металлов в добываемой рудной массе, но и отказ от эксплуатации высококарбонатных руд. Разработка только низкокарбонатных руд даже с невысоким содержанием металлов может оказаться более эффективной, чем высококарбонатных с более высоким содержанием металлов. В частности, совершенно очевидно, что в современных экономических условиях нецелесообразно добывать карьерами бедные высококарбонатные руды Тырныаузского месторождения.

4.7. ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ РУД ПРИ НАЛИЧИИ В НИХ ВРЕДНЫХ ПРИМЕСЕЙ

В связи с изменением экономических условий возникла крайняя необходимость пересмотра основных параметров рудников, пересчета и переоценки запасов, обоснования новых кондиций, соответствующих существующим экономическим условиям. Для этого необходимо пересмотреть все методические основы, в частности, методики определения извлекаемой ценности добываемой рудной массы. Рассмотрим данный вопрос применительно к условиям Тырныаузского вольфрам-молибденового месторождения, которое представлено в основном рудами двух сортов, отличающихся по содержанию карбонатов, которые отрицательно влияют на показатели извлечения при обогащении. Исследованиями установлено, что увеличение содержания кальцита в добываемой рудной массе на 1 % приводит к снижению извлечения металлов в концентрат при обогащении примерно на 2,5 %. Поэтому в современных экономических условиях промышленное значение могут иметь

только руды с минимальным содержанием карбонатов. Полезные компоненты руд Тырныаузского месторождения: вольфрам, молибден, золото, серебро, медь, висмут, а также селен, теллур, кадмий, индий и др. Часть этих металлов извлекается в концентраты, и за них потребители оплачивают по текущим ценам. Другие металлы и компоненты (селен, теллур, кадмий, индий и др.), хотя и извлекаются в концентраты, однако потребители их не оплачивают.

Если раньше отпускные цены этих металлов, как и многих других, были официально установлены государством в руде, в концентратах и конечных продуктах переработки и определение извлекаемой ценности добываемой рудной массы осуществлялось одинаково для всех предприятий цветной металлургии примерно по единой методике, то в связи с переходом к рыночной экономике при решении этой задачи необходим дифференцированный подход для каждого предприятия. При определении извлекаемой ценности добываемой рудной массы необходимо учитывать не только особенности технологической схемы переработки, но и схемы реализации концентратов и конечной продукции.

Особенностью технологической схемы обогащения добытой рудной массы, например, на Тырныаузской обогатительной фабрике, является производство трех концентратов: 1) молибденового марок КМФ-8 (флотационный) и КМГ-2 (металлургический); 2) вольфрамового промпродукта КМШП-3 и 3) медно-висмутового, в которые все полезные компоненты извлекаются в разной степени. В разных концентратах металлы имеют разную ценность, поскольку схемы и рынки их реализации существенно отличаются. Вольфрамовый промпродукт КМШП-3 с содержанием WO_3 32 % Тырныаузский ВМК продает Нальчикскому гидрометзаводу, где этот промпродукт перерабатывается в вольфрамовый ангидрид марки А и В (с содержанием вольфрама 99,5 %). Схема использования молибденового концентрата значительно сложнее. ТВМК направляет его в фирму «Хемаг» (группа БАСФ АГ, Франкфуркт-на-Майне, Германия), где он перерабатывается в ферромолибден (FeMo). Затем часть ферромолибдена (за вычетом другой части, которая оставляется фирме в счет оплаты за переработку) возвращается в Тырныаузский ВМК, который продает эту продукцию Донецкому химметзаводу (Украина).

Медно-висмутовый концентрат реализуется внутри страны. Потребители оплачивают содержащиеся в нем медь, висмут, золото и серебро.

Содержание меди, висмута, молибдена и вольфрама в добываемой рудной массе исчисляется в процентах, золота и серебра — в г/т. Оплата металла в конечной продукции производится как за 1 т или 1 кг (медь, висмут, вольфрам, молибден), так и за г/т (золото, серебро). Для упрощения расчетов целесообразно пользоваться ценами за 1 кг и 1 г. Таким образом, товарной продукцией Тырныаузского ВМК являются ферромолибден (его часть), вольфрамовый промпродукт и медно-висмутовый концентрат. Учитывая особенности схем технологии переработки руд и концентратов и их реализации, извлекаемую ценность добываемой рудной массы на руднике «Молибден» можно определить по формуле (руб/т):

$$Ц_д = Ц_{дм} + Ц_{дв} + Ц_{двм},$$

где $Ц_{дм}$, $Ц_{дв}$, $Ц_{двм}$ — извлекаемые ценности добываемой рудной массы по молибденовому, вольфрамовому и медновисмутовому концентратам, руб/т.

Причем

$$Ц_{дм} = c_м (1 - Р_м) \varepsilon_{ом} К_{фм} (1 - \psi) Ц_{фм},$$

где $c_м$ и $Р_м$ — содержание молибдена в руде балансовых запасов, (кг/т) и разубоживание по молибдену, доли ед.; $\varepsilon_{ом}$ — извлечение молибдена при обогащении, доли ед.; $К_{фм}$ — коэффициент, учитывающий выход ферромолибдена при переработке молибденового концентрата, кг/кг; ψ — доля ферромолибдена, оставляемого в счет оплаты за переработку молибденового концентрата, доли ед.; $Ц_{фм}$ — отпускная цена за 1 кг ферромолибдена, руб., СКВ.

Отпускная цена продаваемого за рубеж ферромолибдена определяется по формуле

$$Ц_{фм} = Ц_{скв} К_п,$$

где $Ц_{скв}$ — цена в СКВ (доллар, марка и др.) за 1 кг; $К_п$ — коэффициент пересчета СКВ в рубли по курсу.

Извлекаемая ценность вольфрамового концентрата составит

$$Ц_{дв} = c_в (1 - Р_в) \varepsilon_{ов} Ц_в,$$

где $c_в$ и $Р_в$ — содержание вольфрама в руде балансовых запасов (кг/т) и разубоживание по вольфраму, доли ед.; $\varepsilon_{ов}$ — извлечение вольфрама в промпродукт при обогащении, доли ед.; $Ц_в$ — отпускная цена 1 кг вольфрама в промпродукте (концентрате), руб/кг.

Ценность медно-висмутового концентрата будет равна, руб/кг

$$ц_{дмв} = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-Р_i)\varepsilon_{oi}\,ц_i + \sum_{i=1}^{nб} c_{бi}(1-Р_{бi})\varepsilon_{обi}\,ц_{бi},$$

где n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде балансовых запасов; c_i — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов, %; $c_{бi}$ — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов, г/т; ε_{oi} и $\varepsilon_{обi}$ — извлечение i-го цветного и i-го благородного металлов при обогащении, доли ед.; $ц_i$ и $ц_{бi}$ — отпускные цены i-го цветного, руб/т и i-го благородного металла, руб/г.

Чтобы определить извлекаемую ценность добываемой рудной массы при разных контурах запасов месторождения, необходимо иметь зависимости показателей обогащения (извлечения в концентраты и содержания в концентратах), а также переработки и реализации от содержания полезных компонентов в рудах. Подставляя в приведенные формулы значения содержаний полезных компонентов в рудах разных участков Тырныаузского месторождения и соответствующие им показатели обогащения (переработки), извлечения в концентраты, содержания в концентратах и цены реализации продукции, можно определить извлекаемую ценность добываемой рудной массы для разных контуров месторождения. Сопоставляя величины извлекаемой ценности добываемой рудной массы с возможными затратами на подготовку и разработку запасов разных контуров месторождения, можно найти оптимальный контур разработки, который обеспечит наиболее эффективную в современных условиях работу горно-обогатительного предприятия с учетом сбыта конечной продукции. Каждому контуру запасов будет соответствовать своя производственная мощность рудника и обогатительной фабрики. Правильное определение извлекаемой ценности позволит более правильно решать и такие важные задачи, как оптимизация вскрытия и подготовки запасов, оценка систем разработки и способов формирования рудопотоков, нормирование потерь и разубоживания и др.

Учет комплексного использования руд и концентратов как в цветной металлургии, так и в других отраслях горной промышленности позволяет более точно определять качество добываемого полезного ископаемого.

4.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В промышленности строительных материалов существуют свои особенности и требования к качеству добываемых полезных ископаемых. В нерудной промышленности добываемые известняки, песчаники и другие каменные материалы, являющиеся готовой продукцией, характеризуются такими качественными показателями, как прочность, загрязненность глинистыми и илистыми частицами, выдержанность по фракциям (или размерности), минимальное смешивание продукции как по показателям размерности, так и по постоянству качества вообще.

Ценность добываемого нерудного сырья, идущего на переработку, определяется следующими параметрами: выход щебня, строительного песка и отсева, выход вырабатываемых фракций, выход негабаритов, выход щебня различных марок (различной прочности), содержание глинистых и илистых частиц в щебне, содержание других слабых пород в конечном продукте.

В общем виде ценность добытого нерудного строительного сырья может быть определена (руб/м³) по формуле

$$ц_н = (1-\alpha-\beta-\gamma_н)\sum_{i=1}^{n}\gamma_i\left(ц_i + \sum_{i=1}^{m}\Delta ц_{ij}\right) +$$

$$+\gamma_н\sum_{i=1}^{n}\left(ц_{нi} + \sum_{j=1}^{m}\Delta ц_{нij}\right) + \beta(ц_п + \Delta ц_{мп}),$$

где α — отсев мелочи на первой стадии грохочения, доли ед.; β — выход песка, пригодного для использования, доли ед.; $\gamma_н$ — выход негабаритов, доли ед.; γ_i — выход i-й фракции щебня, доли ед.; n — число фракций щебня; m — число показателей качества i-й фракции щебня; $ц_i$ — отпускная цена i-й фракции щебня с базовой прочностью, руб/м³; $ц_{ij}$ — доплата за повышенный по сравнению с базовой продукцией j-й показатель качества i-й фракции щебня, полученного из негабаритного камня, руб/м³; $ц_{нi}$ — отпускная цена i-й фракции щебня, полученного из негабаритного камня, руб/м³; $\Delta ц_{нij}$ — доплата за повышенный по сравнению с базовой продукцией j-й показатель качества i-й фракции щебня, полученного из негабаритного камня, руб/м³; $ц_п$ — отпускная

цена песка, руб/м³; $\Delta ц_{мп}$ — надбавка на дробленый песок за его промывку или обогащение, руб/м³.

В зависимости от крупности фракций и прочности щебня цена на щебень изменяется в довольно широких пределах.

Знание конъюнктуры строительных материалов необходимо, чтобы уметь решать вопросы о целесообразности использования отходов горного производства (пород от проходки выработок, вскрыши и т.д.) в качестве строительных материалов.

При разработке месторождений пильного камня часто используется не только добываемое полезное ископаемое, но и выработанное пространство. Так, в выработанном пространстве Криковских шахт по добыче пильного камня с высокой эффективностью работают винные заводы, овощные базы, инкубаторы и т.д. На Зыряновском руднике в подземных выработках работает цех по сварке металлов взрывом и т.д. Поэтому применительно к условиям таких месторождений извлекаемая ценность определится по формуле

$$ц_д = \sum_1^n \gamma_к ц_к + \gamma_в ц_в + \gamma_м ц_м + ц_{вп}(1-\varphi) + \gamma_б ц_б,$$

где $\gamma_к$ и $ц_к$ — выход и отпускная цена камня высших сортов, доли ед., руб/м³; $\gamma_в$ и $ц_в$ — выход и отпускная цена камня, выламываемого вручную, доли ед., руб/м³; $\gamma_м$ и $ц_м$ — выход и отпускная цена мелочи, доли ед., руб/м³; $ц_{вп}$ — стоимость 1 м³ выработанного пространства, руб.; φ — доля закладки, крепи и т.п. в общем объеме выработанного пространства, доли ед.; $\gamma_б$ и $ц_б$ — выход и отпускная цена камня для внутренней кладки, доли ед., руб/м³.

В условиях Криковских шахт ценность используемого выработанного пространства значительно больше ценности добытого пильного камня.

Применительно к условиям разработки рудных месторождений цветных и черных металлов, горно-химического сырья также может быть учтена ценность используемого выработанного пространства. Она может быть определена (руб/т) по формуле

$$ц_{вп} = \frac{ц_{впо}(1-\varphi)(1-Р)}{\gamma(1-П)},$$

где $ц_{впо}$ — стоимость 1 м³ используемого выработанного пространства, занятого закладкой, целиками, крепью и т.д., руб/м³; $(1-\varphi)$

— доля используемого выработанного пространства, доли ед.; γ — объемная масса руды, т/м³; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.

Эта стоимость выработанного пространства должна быть прибавлена к извлекаемой ценности добываемой рудной массы, определяемой для условий месторождений черных и цветных металлов по ранее приведенным формулам. В будущем, по-видимому, эта доля ценности будет расти в связи с постоянной тенденцией переноса многих производств в подземные условия.

4.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ДОБЫВАЕМОГО ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО С УЧЕТОМ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОДАЖИ ЗА РУБЕЖ

В связи с экономическими преобразованиями в народном хозяйстве России и возможностью частичной продажи полезных ископаемых или продуктов их переработки за рубеж по мировым ценам (или каким-то другим в СКВ), извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится по формулам:

А. Для однокомпонентных руд

$$ц_д = \frac{c(1-Р)\varepsilon_о}{\beta}\left[\varphi ц_к + (1-\varphi)ц_{км}\right];$$

$$ц_д = c\,(1-Р)\,\varepsilon_о\varepsilon_м\left[\varphi ц + (1-\varphi)ц_м\right];$$

$$ц_д = 0{,}01c\,(1-Р)\,\varepsilon_о\varepsilon_м\left[\varphi ц + (1-\varphi)\,ц_м\right],$$

где φ и $(1-\varphi)$ —доля добытого полезного ископаемого, реализуемая внутри страны и за рубежом; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение полезного компонента при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.; $ц_к$ и $ц_{км}$ — отпускная цена концентрата внутри страны и за рубежом руб/т; ц и $ц_м$ — цена металла в конечном продукте и цена концентрата (или другого конечного продукта) по мировым ценам, но в переводе на рубли, руб/т.

Причем

$$ц_м = ц_{скв}К_п,$$

$$ц_{км} = ц_{кскв} К_п,$$

где $ц_{скв}$ и $ц_{кскв}$ — цены металлов в концентрате и концентрата, по которым полезное ископаемое продается за рубеж (СКВ), СКВ/т; $К_п$ — коэффициент перевода СКВ в рубли.

Б. Для многокомпонентных руд

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c_i (1 - P_i) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{oij} \varepsilon_{мij} \left[\varphi_i ц_i + (1 - \varphi) ц_{мi} \right];$$

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c_i (1 - P_i) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{oi} \varepsilon_{мi} \left[\varphi_i ц_i + (1 - \varphi) ц_{мi} \right];$$

$$ц_д = \sum_{j=1}^{m} \gamma_j \left[ц_{кj} \varphi_j + (1 - \varphi_j) ц_{кj} \right],$$

где n — число полезных компонентов в добытой рудной массе; m — число конечных продуктов переработки руды (концентратов); ε_{oij} — извлечение i-го полезного компонента в j-й концентрат при обогащении, доли ед.; $\varepsilon_{мij}$ — извлечение i-го полезного компонента из j-го концентрата при металлургическом переделе, доли ед.

Последние формулы необходимо применять для определения извлекаемой ценности при решении всех основных задач оценки качества запасов и эксплуатации рудников, если часть добытых полезных ископаемых или продуктов их переработки реализуется не по отпускным ценам, а по договорным или мировым (за СКВ).

ГЛАВА 5

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ НА ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ РУДНОЙ МАССЫ И УЩЕРБА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ

5.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ НА ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ РУДНОЙ МАССЫ

В связи с многообразием вариантов вскрытия, подготовки и систем разработки рудных месторождений, разнообразием минерального сырья и технологических схем его добычи и переработки, способов, применяемых для подготовки добываемой рудной массы к переработке, а также в зависимости от уровня иерархии решения задач необходимый для сравнительной оценки вариантов технологических схем добычи и переработки полезных ископаемых, способов повышения его качества показатель величины эксплуатационных затрат на добычу и переработку должен определяться по формулам, полностью отражающим суть технологической схемы, последовательность выполнения и количество процессов. Эти формулы должны учитывать все основные, характерные для конкретного оцениваемого варианта показатели. Прежде всего, такие стоимостные показатели, как затраты на компенсацию геологоразведочных работ, амортизацию основных средств, погашение горно-подготовительных работ и выполнение всех последующих процессов добычи, рудоподготовки, транспортирования и переработки рудной массы. Обязательно должны учитываться основные технологические показатели добычи и переработки — потери и разубоживание, стабильность качества добываемой рудной массы, величина оставляемых в охранных целиках запасов, достоверность данных о запасах, извлечение металлов при обогащении и содержание их в концентратах, выход концентратов при обогащении 1 т добываемой рудной массы, выход металлов при металлургическом переделе концентратов и др.

Для сравнения вариантов, отличающихся по производственной мощности рудника, этот фактор должен быть обязательно учтен в формулах для определения эксплуатационных затрат. Кроме этого, формулы для определения затрат должны соответствовать уровню иерархии решения задач — с позиции интересов рудника, горно-обогатительного предприятия, горно-металлургического комбината, отрасли в целом или с позиции межотраслевых интересов. При решении задач с межотраслевых позиций необходимо учитывать расходы, связанные с рекультивацией земель, нарушенных

горными работами и работами по переработке минерального сырья, а также ущерб окружающей среде. Если конечной продукцией горного предприятия является добываемая и реализуемая рудная масса, то ее извлекаемая ценность будет равна ее отпускной цене, а затраты при базовом варианте и сравниваемом с ним вариантом будут равны (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4,$$

где $П_б$ и $Р_б$, П и Р — потери и разубоживание руды при базовом и другом вариантах, доли ед.; $A_{б_1}$, $A_{б_2}$, $A_{б_3}$ и A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, на амортизацию, горно-подготовительные работы при базовом и другом вариантах, руб/т руды балансовых запасов; $A_{б_4}$ и A_4 — затраты на очистную выемку и последующие процессы добычи и реализации при базовом и другом вариантах в расчете на 1 т добываемой рудной массы, руб/т.

Если в процессе добычи или после нее осуществляются способы рудоподготовки (сортировка, предконцентрация или усреднение добываемой рудной массы по качеству) для повышения качества, то это должно быть учтено в формулах для определения затрат по формулам (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4}+A_{б_5},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5,$$

где $A_{б5}$ и A_5 — затраты на рудоподготовку при базовом и другом вариантах, руб/т рудной массы.

Поскольку в настоящее время подавляющая часть добываемой рудной массы во всех горно-добывающих отраслях требует обогащения, то в большинстве случаев при определении извлекаемой ценности добываемой рудной массы и затрат необходимо учитывать процесс обогащения. В этом случае при определении извлекаемой ценности добываемой рудной массы должны быть использованы отпускные цены на концентраты и промпродукты (в железорудной промышленности) или на металлы в концентратах (в

цветной металлургии). Затраты в этом случае определятся по формулам (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4}+A_{б_5}+\gamma_{б_1}A_{б_6},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+\gamma_1 A_6,$$

где $\gamma_{б_1}$ и γ_1 — выход рудной массы после сортировки или предконцентрации при базовом и другом вариантах, доли ед.; $A_{б_6}$ и A_6 — затраты на обогащение добытой и отсортированной рудной массы при базовом и другом вариантах, руб/т.

На некоторых рудниках, например, разрабатывающих ртутные месторождения, добытая рудная масса без рудоподготовки и обогащения идет сразу на металлургический передел и тогда затраты должны определяться по формулам (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4}+A_{б_7},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_7,$$

где $A_{б_7}$ и A_7 — затраты на металлургический передел рудной массы при базовом и другом вариантах, руб/т.

На горно-металлургических предприятиях, где имеются рудники, обогатительные фабрики и металлургические заводы и где конечной (товарной) продукцией являются металлы, которые реализуются по их отпускной цене, эксплуатационные затраты (без рудоподготовки) определяются по формулам (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4}+A_{б_6}+\gamma_{б_2}A_{б_7},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_6+\gamma_2 A_7,$$

где $\gamma_{б_2}$ и γ_2 — выход концентратов при обогащении 1 т добытой рудной массы при базовом и другом вариантах, т/т; $A_{б_7}$ и $A_{б_8}$ — затраты на металлургический передел концентратов в расчете на 1 т добываемой рудной массы при базовом и другом вариантах, т/т.

Если в процессе добычи осуществляются сортировка, предконцентрация или иные способы рудоподготовки (например, рентгенорадиометрическим способом, гравитационным, обогащением в тяжелых суспензиях и др.), то эксплуатационные затраты определяются по формулам (руб/т)

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_{б_1}+A_{б_2}+A_{б_3})+A_{б_4}+A_{б_5}+\gamma_{б_1}\gamma_{б_2}A_{б_7},$$

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+\gamma_1 A_6+\gamma_1\gamma_2 A_7,$$

где $\gamma_{б_1}$ и γ_1 — выход рудной массы в результате отделения от нее породы и наиболее бедной части в процессе рудоподготовки при базовом и другом вариантах, т/т; $\gamma_{б_1}\gamma_{б_2}$ и $\gamma_1\gamma_2$ — выход концентратов при рудоподготовке и обогащении из 1 т добываемой рудной массы при базовом и другом вариантах, т/т; $A_{б_7}$ и A_7 — затраты на металлургический передел концентратов, получаемых из 1 т добываемой рудной массы при базовом и другом вариантах, руб/т концентратов.

Все эти формулы пригодны только в случае, если сравниваемые варианты вскрытия и подготовки (или варианты их параметров) обеспечивают одинаковую производственную мощность рудника. При сравнении вариантов с разной производственной мощностью необходимо учитывать возможную разницу в условно-постоянных затратах. Доля условно-постоянных затрат в себестоимости подземной добычи изменяется в пределах 0,4—0,8 и в среднем составляет 0,6. Чем крупнее предприятие, тем меньше эта доля.

Обычно в зависимости от производственной мощности рудника текущие затраты на добычу рудной массы (руб/т) на основе статистической обработки данных определяют формулой вида (руб/т)

$$c_д = a + \frac{B}{A},$$

где a — коэффициент, характеризующий условно-пропорциональные затраты в себестоимости добычи; B — коэффициент, отражающий сумму годовых условно-постоянных затрат; A — годовая производственная мощность рудника, т/год.

Аналогично определяют текущие затраты на переработку рудной массы (руб/т) на обогатительной фабрике

$$c_о = a_о + \frac{B_о}{A_о}.$$

Однако, в этих формулах учитывается только различие в производственной мощности рудника и не принимаются во внимание существенные различия по всем остальным факторам и показателям. Поэтому данные формулы могут применяться лишь для весьма приближенных расчетов и только при наличии достаточного количества достоверных статистических данных для определения входящих в формулы коэффициентов.

Более правильно для определения затрат на добычу и переработку использовать конкретные показатели того предприятия, для условий которого осуществляется сравнительная оценка вариантов.

В зависимости от изменения производственной мощности предприятия (базовый вариант) затраты на добычу рудной массы (или добычу и переработку) при любом другом варианте могут быть аналогично определены по формуле (руб/т)

$$c_д = c_{дб} - \varphi\left(1 - \frac{A_б}{A}\right)c_{дб},$$

где φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи при производственной мощности рудника $A_б$, доли ед.; A — производственная мощность рудника, которой соответствует искомый показатель $c_д$.

Если при новом варианте производственная мощность рудника увеличится в $1 + q$ раз, т.е. $A = A_б(1 + q)$, по сравнению с базовым вариантом, то затраты на добычу и переработку при другом варианте определятся по формуле (руб/т)

$$c_д = c_{дб}\left[1-\varphi\left(1-\frac{A_б}{A_б(1+q)}\right)\right] = c_{дб}\left(1-\frac{\varphi q}{1+q}\right),$$

где q — доля увеличения производственной мощности рудника при новом варианте по сравнению с базовым вариантом.

Если при новом варианте производственная мощность рудника уменьшится на долю q, то затраты на добычу и переработку определятся по формуле (руб/т)

$$c_д = c_{дб}\left(1 + \frac{\varphi q}{1-q}\right).$$

При сравнении нескольких вариантов вскрытия и подготовки запасов в условиях разработки месторождений многокомпонентных и разносортных руд с применением раздельной по сортам и валовой выемки эксплуатационные затраты на добычу и переработку также должны определяться в полном соответствии с технологической схемой добычи, рудоподготовки и переработки. Допустим, что на одном из горно-обогатительных предприятий цветной металлургии в зависимости от вариантов вскрытия, подготовки, систем разработки и рудоподготовки возможны следующие технологические схемы:

1) валовая выемка и переработка (базовый вариант);

2) валовая выемка с усреднением рудной массы на рудном складе;

3) раздельная выемка и переработка руд по сортам;

4) раздельная выемка руд по сортам с усреднением каждого сорта.

Если при базовом варианте затраты (руб/т) можно определить, как

$$c_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6,$$

то при новых вариантах по формулам (руб/т):

$$c_{д1} = \left[\frac{1-Р_1}{1-П_1}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6+A_7\right]\left[1-\varphi\left(1-\frac{A_б}{A_1}\right)\right],$$

$$c_{д2} = \left[\frac{1-Р_2}{1-П_2}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6\right]\left[1-\varphi\left(1-\frac{A_б}{\sum_{f=1}^{f=k} A_f}\right)\right],$$

$$c_{д3} = \left[\frac{1-Р_3}{1-П_3}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6+A_7\right]\left[1-\varphi\left(1-\frac{A_б}{\sum_{f=1}^{f=k} A_f}\right)\right],$$

где $П_6$ и $Р_6$, $П_1$ и $Р_1$, $П_2$ и $Р_2$, $П_3$ и $Р_3$ — потери и разубоживание сравниваемых вариантов, доли ед.; A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, амортизацию основных средств, горно-подготовительные работы в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т; A_4 — затраты на последующие процессы добычи, руб/т рудной массы; A_5 — затраты на транспортировку рудной массы до обогатительной фабрики и обогащение 1 т рудной массы, руб/т; A_6 — затраты на транспортирование до потребителя концентратов в расчете на 1 т добываемой рудной массы, руб/т; A_7 — затраты на усреднение 1 т рудной массы на рудном складе, руб/т; φ — доля условно-постоянных затрат, доли ед.

Производственная мощность рудника и обогатительной фабрики при первом новом варианте (с усреднительным складом) может быть больше, чем при базовом варианте, а при втором и третьем новых вариантах (с раздельной выемкой руд по сортам) может оказаться и больше (с проходкой дополнительных выработок) и меньше (без проходки), чем при базовом.

5.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЗАТРАТ, СВЯЗАННЫХ С ВЛИЯНИЕМ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ И ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Ущерб окружающей среде тем больше, чем менее полно и комплексно используются месторождения и другие природные ресурсы.

Прежде всего, при неполном использовании и потере запасов недр, других природных ресурсов или объектов окружающей среды уменьшается количество продукции, выпускаемой различными отраслями народного хозяйства (горных, металлургических, сельскохозяйственных, лесных и других предприятий, рекреационных баз и т.п). И этот ущерб наносится не только в период непосредственной эксплуатации месторождения, но и раньше. В разных регионах и на разных месторождениях экологические издержки общества имеют неодинаковую, но достаточно большую величину, поэтому учитывать их при оценке месторождений полезных ископаемых и их сравнении для первоочередного освоения совершенно необходимо.

Определение величины ущерба, который наносится геологоразведочными и горными работами окружающей природной среде, имеет огромное значение для правильной установки целесообразности разработки того или иного месторождения, обоснования способа его разработки и технологии горных работ, обеспечивающей оптимальное качество добываемого полезного ископаемого, а также выбора и применения наиболее эффективных природоохранных мероприятий и способов восстановления нарушенных природных ресурсов.

Основное влияние геологоразведочных работ на окружающую среду заключается в том, что в зависимости от достоверности данных о запасах на последующих стадиях проектирования и строительства предприятия и эксплуатации месторождения недрам и другим природным ресурсам наносится ущерб, подчас огромный. Например, из-за недостаточной разведанности запасов при проектировании устанавливаются неправильные параметры рудников, которые не подтверждаются при разработке, в результате неполно и некомплексно используются недра, в 1,5—2 раза увеличиваются капитальные и эксплуатационные затраты. Для производства одинакового объема продукции значительно увеличивается число рудников и обогатительных фабрик и, соответственно, нарушается число природных объектов. В результате огромный ущерб закладывается на стадии разведки запасов. В этом — главная суть косвенного воздействия разведочных работ на эффективность использования недр и окружающей горные предприятия природной среды.

В период строительства рудника и обогатительной фабрики непосредственное воздействие на окружающую среду усиливается. Определенная территория земной поверхности занимается дорогами, карьерами, строящимися зданиями и сооружениями, отвалами, хвостохранилищами и другими объектами. Проходятся стволы шахт, квершлаги, штреки, что приводит к некоторому изменению гидрологического и гидрогеологического режима вод, на поверхности появляются сравнительно небольшие отвалы пород. Воздействие на окружающие земли пока относительно небольшое.

В период эксплуатации месторождения воздействие на окружающую среду оказывается более сильным. Увеличивается объем выдачи горной массы из недр, образуются большие отвалы пород и хвостохранилища, а также провалы земной поверхности, заболачиваются почвы или, наоборот, осушаются и запыляются

большие площади окружающих предприятие земель. Сточными водами загрязняются водоемы.

В период ликвидации горного предприятия в связи с отработкой запасов возможно также изменение гидрологических и гидрогеологических условий региона (затопление горных выработок, изменение геомеханического равновесия пород, выход обрушений на поверхность и т.п.). В этот период имеют место значительные капитальные затраты для выполнения ликвидационных и рекультивационных работ.

После ликвидации горного предприятия, даже по окончании рекультивации земель часть нарушенных горными работами природных ресурсов обычно остается невосстановленной или восстановленной в неполной мере, и этот ущерб будет существовать в течение огромного периода времени. Например, после отработки уранового месторождения оставленные на поверхности даже слабо минерализованные породы и хвосты из-за выщелачивания водой и особенно кислотными осадками могут заражать радиоактивностью окружающую среду бесконечно долго. С меньшей интенсивностью, но также продолжительно могут оказывать на окружающую среду вредное воздействие отвалы и отходы, другие последствия деятельности горных предприятий.

В общем виде ущерб окружающей среде, наносимый вследствие разведки и эксплуатации какого-то конкретного месторождения полезных ископаемых, может быть выражен следующей формулой (руб.)

$$У_{ос} = У_{гр} + У_{с} + У_{рн} + У_{рос} + У_{л} + У_{пл},$$

где $У_{гр}$ — ущерб на месторождении и в его регионе, начиная с периода геологоразведочных работ до начала строительства рудника, руб; $У_{с}$ — ущерб на месторождении и в его регионе в период строительства горного предприятия, руб; $У_{рн}$ и $У_{рос}$ — ущерб недрам и другим объектам окружающей природной среды на месторождении и в его регионе в период добычи и обогащения полезного ископаемого, руб; $У_{л}$ — ущерб на месторождении и в его регионе в период ликвидации предприятия и рекультивации земель, руб; $У_{пл}$ — ущерб на месторождении и в его регионе в период после отработки запасов и ликвидации горного предприятия, руб.

При оценке ущерба окружающей среде от горных работ весьма важно иметь в виду фактор времени и продолжительность того или иного периода воздействия горных и разведочных работ

на окружающую среду. Дело в том, что влияние геологоразведочных работ начинается задолго до строительства горного предприятия, тем более до начала эксплуатации месторождения. Этот разрыв во времени составляет подчас много десятилетий. Фактор времени должен учитываться в периоды отработки месторождения и после его отработки, когда нарушенные природные ресурсы очень часто остаются в таком состоянии очень долгое время, исчисляемое от нескольких до десятков и сотен лет.

Основной принцип определения ущерба окружающей среде от горных работ — сравнение вариантов хозяйственной деятельности в совокупности предприятий разных отраслей промышленности и сельского хозяйства без воздействия горных работ (базовый вариант) и в результате этого воздействия (новый вариант). Прежде всего, необходимо иметь в виду ущерб геологической среде (недрам и поверхности земли) от геологоразведочных и горных предприятий. Вследствие неполноты и некомплексности использования недр этот ущерб несут геологическая и горно-добывающие отрасли (вплоть до обогащения и металлургического передела включительно).

Ущерб должен определяться по всем отраслям хозяйства, предприятия и организации которых несут убытки вследствие отрицательного воздействия горных работ и в течение всех периодов жизненного цикла освоения и использования месторождения.

С начала геологоразведочных работ и до начала строительства горного предприятия (включая периоды подсчета запасов и утверждения их в ГКЗ, консервации утвержденных запасов, проектирования рудника и обогатительной фабрики) месторождение выщелачивается через скважины и геологоразведочные выработки, из-за чего обедняются запасы полезных ископаемых и загрязняются водные, а частично и земельные ресурсы.

Ущерб окружающей среде непосредственно от геологоразведочных работ в этот период определится по формуле (руб.)

$$У_{гр} = \sum_{t=1}^{t_{гр}} \sum_{i=1}^{n_{гр}} A_{гр ti} ц_i + \sum_{t=1}^{t_{гр}} \sum_{j=1}^{m_{гр}} (\beta_{б tj} - \beta_{tj}) ц_{tj} S_{tj},$$

где $t_{гр}$ — время от начала геологоразведочных работ до начала строительства рудника, лет; $n_{гр}$ — число полезных компонентов в руде запасов, которые изменяют свои качества и ценность под воздействием геологоразведочных скважин и выработок (выщелачиваются,

окисляются и т.д.); $A_{гр ti}$ — количество i-го компонента, на которое уменьшаются запасы месторождения под воздействием геологоразведочных скважин и выработок в t-й год, т/год; $ц_i$ — рыночная цена i-го полезного компонента, руб/т; $m_{гр}$ — число природных ресурсов, нарушаемых под воздействием геологоразведочных работ; $\beta_{б tj}$ и β_{tj} — продуктивность j-го природного ресурса соответственно ненарушенного (при базовом варианте) и измененного под воздействием геологоразведочных работ (при новом варианте) в t-й год, т, т/га и т.п.; $ц_{tj}$ — отпускная цена продукта из j-го ресурса, руб/т и т.п.; S_{tj} — количество j-го ресурса, нарушаемого под воздействием геологоразведочных работ в t-й год, га, т и т.п.

Если на предприятиях и в отраслях, использующих природные ресурсы, изменяемые под воздействием геологоразведочных работ, ухудшается использование капиталовложений, то это обстоятельство также должно быть учтено (как разница капиталовложений при двух вариантах). Кроме того, если геологоразведочные работы выполнены с низкой достоверностью данных о запасах (их величине и качеству), то в период эксплуатации горными работами недрам наносится большой ущерб (неполное и некомплексное использование запасов с большим разубоживанием, подработка забаланса и т.п.), а предприятия по добыче и переработке несут неоправданные огромные перерасходы по капиталовложениям и эксплуатационным затратам.

Для определения ущерба этого вида необходимо на каждом конкретном месторождении установить оптимальный уровень разведанности запасов (с учетом всех стадий разведки, строительства, эксплуатации и охраны окружающей среды). И этот вариант разведки (разработки) сравнить с фактическим вариантом. Разница в прибыли будет представлять собой ущерб окружающей среде при фактически применяемом варианте разведки (разработки).

В период строительства рудника ущерб окружающей среде существенно увеличивается, но он также может быть определен аналогично ущербу от геологоразведочных работ по формуле (руб.)

$$У_{с} = \sum_{t=1}^{t_{с}} \sum_{i=1}^{n_{с}} A_{с ti} ц_i + \sum_{t=1}^{t_{с}} \sum_{j=1}^{m_{с}} (\beta_{б tj} - \beta_{tj}) ц_{tj} S_{tj},$$

где $t_{с}$ — срок строительства рудника и обогатительной фабрики, лет; $n_{с}$ — число полезных компонентов, которые изменяют свои качества в период строительства; $A_{с ti}$ — количество i-го компонен-

та, на которое уменьшаются запасы месторождения в t-й год периода строительства рудника, т/год; $ц_i$ — рыночная цена i-го компонента руды, руб/т; $\beta_{бtj}$ и β_{tj} — продуктивность j-го природного ресурса соответственно ненарушенного (при базовом варианте) и измененного под воздействием строительных работ (при новом варианте) в t-й год, т, т/га и т.п.; $ц_{tj}$ — отпускная цена продукта из j-го ресурса, руб/т и т.п.; S_{tj} — количество j-го ресурса, нарушаемого в t-й год периода строительства, га, т и т.п.; m_c — число природных ресурсов, нарушаемых в период строительства рудника и перерабатывающих предприятий.

Кроме того, должна быть учтена разница в капиталовложениях предприятий, использующих m_c природных ресурсов при новом и базовом вариантах.

В период разработки месторождения при добыче основного полезного ископаемого извлекается лишь его наиболее богатая часть, а забалансовые запасы и запасы других полезных ископаемых не извлекаются и, как правило, подрабатываются. Например, при добыче 1 млрд т богатой железной руды в Криворожском бассейне было подработано более 2 млрд т забалансовой руды. При открытой разработке месторождений используются не все запасы и лишь небольшая часть вскрышных пород.

Для оценки ущерба недрам необходимо сравнить варианты более полной и комплексной (оптимальной) разработки (новый вариант) и фактически выборочной разработки одного полезного ископаемого (базовый вариант).

Ущерб недрам (части природной среды) в период разработки месторождения определится по формуле (руб.)

$$У_{рн} = \sum_{t=1}^{t_{рб}} \sum_{j=1}^{m_{рб}} A_{бtj} \left(ц_{дбtj} - с_{дбtj} \right) - \sum_{t=1}^{t_{сб}} \sum_{j=1}^{m_{рб}} К_{бt} \left(1 - E_{кt}\right)^{t_{сб}} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_р} \sum_{j=1}^{m_р} A_{tj} \left(ц_{дtj} - с_{дtj} \right) + \sum_{t=1}^{t_c} \sum_{j=1}^{m_р} К_t \left(1 - E_{кt}\right)^{t_c}$$

или в расчете на 1 т добываемой рудной массы (руб/т)

$$У'_{рн} = У_{рн} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_{tj},$$

где $У_{рн}$ и $У'_{рн}$ — общий ущерб и ущерб в расчете на 1 т добытого полезного ископаемого при базовом варианте разработки, руб. и руб/т;

$t_{рб}$ и $t_р$ — расчетные сроки разработки месторождения при базовом и новом вариантах, лет; $m_{рб}$ и $m_р$ — количество разрабатываемых и используемых полезных ископаемых при базовом и новом вариантах; $t_{сб}$ и $t_с$ — срок строительства горного предприятия при базовом и новом вариантах, лет; $A_{бtj}$ и A_{tj} — производственная мощность предприятия в t-й год по j-му ископаемому при базовом и новом вариантах разработки, т/год; $ц_{дбtj}$ и $ц_{дtj}$ — извлекаемая ценность добываемого j-го полезного ископаемого в t-й год при базовом и новом вариантах, руб/т; $с_{дбtj}$ и $с_{дtj}$ — затраты на добычу и переработку j-го полезного ископаемого в t-й год при базовом и новом вариантах, руб/т; $К_{бt}$ и $К_t$ — капиталовложения в строительство горного предприятия в t-й год при базовом и новом вариантах; $E_{кt}$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки на кредит для строительства горного предприятия, доли ед.

Кроме ущерба недрам горными работами, нарушается целый комплекс других природных ресурсов. Этот ущерб имеет место в других отраслях хозяйства и определится он по формуле (руб.)

$$У_{рос} = \sum_{t=1}^{t_р} \sum_{j=1}^{m'_р} \left(\beta_{бtj} - \beta_{tj}\right) ц_{tj} S_{tj} - \sum_{j=1}^{m'_р} \sum_{t=1}^{t_{pj}} К_{tj} \left(1 - E_{кj}\right)^{t_{cj}} \left(\beta_{бtj} - \beta_{tj}\right) S_{tj} \frac{1}{\beta_{tj}},$$

где $t_р$ — срок разработки месторождения, лет; $m'_р$ — число природных ресурсов, нарушаемых горными работами; t_{cj} — срок строительства предприятия (хозяйства), использующего j-й ресурс, лет. Остальные условные обозначения прежние.

В период ликвидации горного предприятия ущерб окружающей среде определится по формуле (руб.)

$$У_л = \sum_{t=1}^{t_л} \sum_{j=1}^{m_л} \left(\beta_{бtj} - \beta_{tj}\right) ц_j S_{tj} - \sum_{t=1}^{t_л} К_{рt} \left(1 + E_{кt}\right)^{t_л} +$$

$$+ \sum_{t=1}^{t_c} К_t \left(1 + E_н\right)^{t_c} \left(\beta_{бtj} - \beta_{tj}\right) \frac{1}{\beta_{tj}},$$

где $t_л$ — время ликвидационных работ, лет; $К_{рt}$ — капиталовложения в рекультивацию природных ресурсов в t-м году, руб. Остальные условные обозначения прежние, только они соответствуют периоду, в течение которого ликвидируется предприятие, приводятся в безопасное состояние выработки, а природные ресурсы рекультивируются.

В послеликвидационный период в силу неполного восстановления нарушенных горными работами природных ресурсов ущерб окружающей среде может наноситься еще в течение довольно длительного времени. Этот ущерб может быть определен по формуле (руб.)

$$У_{пл} = \sum_{t=1}^{t_{пл}} \sum_{j=1}^{m_{пл}} (\beta_{бtj} - \beta_{tj}) ц_j S_{tj} - \sum_{j=1}^{m'_{пл}} \sum_{t=1}^{t_{пл}} К_{tj} (1 + E_{кт})^{t_c} (\beta_{бtj} - \beta_{tj}) \frac{1}{\beta_{tj}},$$

где $t_{пл}$ — период послеликвидационного воздействия на окружающую среду, лет; $m_{пл}$ — число природных ресурсов, недовосстановленных в ликвидационный период. Остальные условные обозначения прежние, только они соответствуют послеликвидационному периоду.

Для практических расчетов более пригодно удельное значение ущерба окружающей среде (в расчете на 1 т добываемого полезного ископаемого), которое может быть определено по формуле (руб/т)

$$У'_{ос} = У_{ос} \Big/ \sum_{t=1}^{T} A_t,$$

где $T = t_c + t_р + t_{рос} + t_л + t_{пл}$; t_c — срок строительства рудника, лет; $t_р$ — срок эксплуатации месторождения, лет; $t_л$ — срок ликвидации рудника, лет; $t_{пл}$ — срок воздействия на окружающую среду после ликвидации рудника (послеликвидационный период), лет.

На основе системного подхода к оценке влияния горных работ на окружающую среду можно выбрать пути снижения вредного воздействия на природу. Прежде всего, необходимы меры для резкого сокращения количества разведуемых и эксплуатируемых месторождений на основе концентрации работ на меньшем количестве месторождений. Если вместо сегодняшнего низкого уровня разведанности запасов полезных ископаемых обеспечить повышение достоверности данных по величине запасов и их качеству до категорий А, то можно в 1,5—2 раза сократить число разведуемых и разрабатываемых месторождений и их участков и, соответственно, уменьшить в 1,5—2 раза число нарушаемых природных объектов и ущерб окружающей среде. Для этого следовало бы использовать опыт многих стран, где запасы полезных ископаемых подсчитываются с ошибкой не более 10 %.

Второй важнейший путь снижения ущерба окружающей среде — увеличение производственной мощности геологоразведочных

и горных предприятий, а также сокращение времени разведки и разработки месторождений. Для этого имеются вполне реальные возможности, о чем свидетельствует мировой опыт. В частности, во многих странах производственные мощности рудников и шахт на примерно одинаковых по запасам месторождениях в 2—3 раза больше, чем принято в нашей стране. Например, в Венгрии при мощности бокситовых рудников 3—3,5 млн т/год срок службы их всего 10—12 лет.

Третьим важнейшим направлением охраны окружающей среды является более полное и комплексное освоение и использование недр, включая балансовые и забалансовые запасы не только основных полезных ископаемых, но и всех залегающих совместно с ними других полезных ископаемых, а также все воды, породы и отходы, выработанное пространство, комплексное извлечение из руд и пород полезных компонентов при переработке. В результате этого может быть в несколько раз уменьшено число разведуемых и разрабатываемых месторождений и соответственно число нарушаемых горными работами регионов.

5.3. ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ РАЗВЕДАННОСТИ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ВЕЛИЧИНУ ЗАТРАТ И УЩЕРБА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ

В зависимости от степени разведанности запасов полезных ископаемых результаты их эксплуатации очень сильно отличаются. Чем более достоверно разведаны запасы, тем меньше ошибка в выборе производственной мощности и технологии горных работ, тем ниже затраты на добычу и переработку. Однако, повышение достоверности геологоразведочных данных требует увеличения затрат на разведку. Например, чтобы перевести запасы категории C_2 в А+В или C_1 требуется в несколько раз увеличить затраты на разведку.

В связи с недостаточной достоверностью геологоразведочных данных о запасах, обусловленной существующими инструкциями, на стадии разработки наблюдается огромный перерасход средств и ресурсов, неполное и некомплексное использование недр. Этот перерасход, например, на сложных рудных месторождениях достигал более половины капитальных затрат на строительство рудников и обогатительных фабрик, а также эксплуатационных расходов. В силу этого в

разведке и разработке одновременно находится неоправданно большое число месторождений и рудопроявлений и нарушается соответствующее число природных объектов.

Анализ технико-экономических данных комплекса разведки-разработки месторождений полезных ископаемых на разных предприятиях горно-добывающих отраслей показывает, что для существенного уменьшения капитальных и эксплуатационных затрат на добычу и переработку и резкого снижения наносимого горными работами ущерба окружающей среде имеются большие возможности. Снижение затрат на добычу, переработку и охрану окружающей среды может быть достигнуто, прежде всего, благодаря повышению качества запасов и достоверности результатов геологоразведочных работ, а также за счет более полного и комплексного использования недр. Одновременно должна быть обеспечена концентрация геологоразведочных и горных работ на ограниченном числе объектов.

Повышение качества запасов и достоверности результатов разведки возможно путем увеличения удельных затрат на геологоразведочные работы и доведения запасов до более высокой категории разведанности. Рост затрат на геологоразведочные работы должно быть разным на разных месторождениях и экономически целесообразным, оптимальным с позиции интересов того или иного уровня иерархии. В частности, с позиции интересов комплекса работ по разведке и разработке месторождений оно должно соответствовать минимуму затрат на эти работы. С позиции интересов более высокого межотраслевого уровня оптимум должен отвечать минимуму затрат на разведку запасов, разработку месторождений, переработку и использование добываемых полезных ископаемых, а также на охрану окружающей среды. В первом случае в качестве критерия оптимальности может быть принят показатель прибыли, которая может быть получена в результате разработки месторождения (или совокупности месторождений). Во втором случае, кроме прибыли, должен быть учтен ущерб окружающей среде.

Задача оптимизации комплекса разведки, добычи и переработки может быть осуществлена на основе критериев:

а) удельной прибыли (руб/т)

$$П_р = ц_д - с_д;$$

б) годовой прибыли (руб.)

$$П_{рг} = A(ц_д - с_д);$$

в) суммы прибыли за весь оцениваемый период (руб.)

$$\sum_{i=1}^{t_р} П_{рг i} = ц_i + \sum_{i=1}^{t_р} (ц_{д i} - с_{д i}) A_t$$

или с учетом фактора времени

$$\sum_{i=1}^{t_р} П_{рг i} = \sum_{i=1}^{t_р} (ц_{д i} - с_{д i})\, A_t \Big/ (1+E)^{t_р - 1},$$

где A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $ц_{д i}$ — извлекаемая ценность добываемой в t-м году рудной массы, руб/т; $с_{д i}$ — затраты на добычу (включая затраты на разведку) и переработку добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; $t_р$ — время работы рудника, лет; E — коэффициент для приведения разновременных затрат (определяется государством или инвестором).

Более полно оценить степень разведанности запасов с учетом разницы в капиталовложениях на стадиях разведки, добычи и переработки можно по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с+t_э} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_э} A_t (ц_{д t} - с_{д t}) \Big/ (1+E)^{t_э - 1} - \sum_{t=1}^{t_р} К_{гр} (1+E_к)^{t_р} \Big/ (1+E)^{t_р - 1} -$$

$$- \sum_{ч=1}^{R} \sum_{t=1}^{t_с} \frac{К_{гч}}{М_{оз}} (1+E_к)^{t_с} \Big/ (1+E)^{t_с},$$

где A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $t_р$, $t_с$, $t_э$ — продолжительность геологоразведочных работ, строительства и эксплуатации рудника и перерабатывающих предприятий, лет; $К_{гр}$ и $К_{гч}$ — капиталовложения в разведку и в предприятия по добыче и переработке рудной массы в t-й год, руб/год; R — число стадий добычи и переработки рудной массы; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки на кредит для капитальных работ; $М_{оз}$ — коэффициент подтверждения величины запасов, доли ед.

Величина капитальных затрат на стадиях добычи и переработки в большой степени зависит от достоверности геологоразведочных данных.

Затраты на добычу (включая затраты на разведку) и переработку, как и извлекаемую ценность добываемой рудной массы нужно определять с учетом вероятности подтверждения данных по величине запасов и качеству полезных ископаемых по формуле (руб/т)

$$c_д = \frac{1-Р}{(1-П)M'_{оз}}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5,$$

где A_1, A_2, A_3 — соответственно затраты на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы, руб/т балансовых запасов при условии фактического (базового) подтверждения; A_4 — затраты на очистную выемку и последующие процессы добычи, руб/т добытой рудной массы; A_5 — затраты на переработку 1 т рудной массы, руб/т; П и Р — потери и разубоживание полезных ископаемых при любом из сравниваемых вариантов разведки-разработки, доли ед.; $M'_{оз}$ — коэффициент подтверждения величины запасов при базовом варианте и при любом из сравниваемых вариантов разведки-разработки (кроме базового), доли ед.

Поскольку фактические данные по затратам на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы являются в определенной мере функцией того или иного неподтверждения величины запасов и поскольку они обычно в калькуляции определяются в расчете на 1 т добытой рудной массы, то они являются в определенной мере функцией от потерь и разубоживания полезных ископаемых при добыче и могут быть выражены следующей формулой (руб/т)

$$A_1+A_2+A_3 = \frac{(A_1+A_2+A_3)(1-Р)}{M_{оз}(1-П)},$$

где A_1, A_2, A_3 — затраты на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы, отнесенные на 1 т добытой рудной массы, руб/т; $M_{оз}$ — фактическое подтверждение величины запасов; П и Р — фактические показатели потерь и разубоживания, доли ед.

Тогда затраты при 100 %-м подтверждении величины запасов будут равны

$$A'_1+A'_2+A'_3 = \frac{M_{оз}(1-П)(A_1+A_2+A_3)}{1-Р}.$$

Вариант, обеспечивающий максимальную прибыль, соответствует оптимуму степени разведанности запасов. Такая степень разведанности и достоверности должна быть установлена для каждого месторождения, передаваемого в эксплуатацию. Соответствующие этому оптимуму затраты на разведку должны приниматься в качестве нормативной платы за недра. Если разведанность запасов хуже, то плата за недра должна приниматься меньше на величину, соответствующую снижению прибыли предприятия. Если разведанность и достоверность запасов выше нормативной, то плата за недра должна быть соответственно увеличена.

Оптимальные достоверность величины запасов и содержания в них полезных компонентов могут быть установлены и на основе выявления варианта, обеспечивающего максимум экономии по сравнению с базовым вариантом:

а) в расчете на 1 т добываемой рудной массы (руб/т)

$$Э = (ц_д - c_д) - (ц_{дб} - c_{дб});$$

б) в расчете на годовую добычу (руб/т)

$$Э_2 = A(ц_д - c_д) - A_б(ц_{дб} - c_{дб});$$

в) в расчете на весь оцениваемый период (руб.)

$$\sum_{i=1}^{t} Э_2 = \sum_{i=1}^{t_р}\left[A_t(ц_{дt} - c_{дt}) - A_{бt}(ц_{дбt} - c_{дбt})\right] \Big/ (1+E)^{t_р-1},$$

где $A_{бt}$, $ц_{дбt}$, $c_{дбt}$ — производственная мощность рудника, извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку при базовом варианте комплекса разведки-разработки.

Следует также учесть разницу вариантов по величине капиталовложений.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы также должна определяться с учетом вероятности подтверждения величины содержания полезных компонентов в запасах и добываемой рудной массе, в зависимости от этого могут изменяться показатели обогащения (извлечение в концентраты и содержание в концентратах) и отпускные цены, особенно, если ошибка в определении содержания металлов в руде достаточно велика. В

частности, применительно к условиям разработки месторождений цветных металлов извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0,01\sum_{i=1}^{n} c_i M_{oi}(1-P_i)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{oij}\varepsilon_{мij}ц_{ij},$$

где c_i — содержание i-го металла в руде балансовых запасов, %; M_{oi} — коэффициент подтверждения величины c_i, доли ед.; ε_{oij} — извлечение при обогащении i-го металла в j-й концентрат, доли ед.; $\varepsilon_{мij}$ — извлечение при металлургическом переделе i-го металла из j-го концентрата, доли ед.; $ц_{ij}$ — отпускная цена i-го металла, извлекаемого из j-го концентрата, руб/т.

Приняв один из сравниваемых вариантов комплекса разведки-разработки за базовый (например, применяемый), можно сравнивать с ним по данной методике другие варианты, отличающиеся от него по степени достоверности геологических данных о величине запасов и содержании в них полезных компонентов.

Покажем целесообразность более достоверной разведки запасов на примере рудников цветной металлургии, разрабатывающих сложные месторождения. До недавнего времени в этой отрасли на подземных рудниках затраты на добычу по статьям амортизация и горно-подготовительные работы в среднем равнялись 40 % себестоимости. Условно-постоянные и общецеховые расходы составляли 25—26 %, причем только 30—35 % тратились на разведку и выемку руды. Как показала статистическая обработка данных по 20 месторождениям руд цветных, редких и благородных металлов, запасы на них подтверждаются в среднем на 65 % (на столько же подтверждалась проектная производственная мощность разрабатывающих их рудников), а содержание металлов — на 74 %.

Таким образом, запасы металлов и, соответственно, производственная мощность рудников по металлам в руде подтверждались лишь на 48 %. Если бы на этих месторождениях все запасы были разведаны до категорий А+В, то затраты на геологоразведочные работы увеличились бы в 4—5 раз, а ошибка уменьшилась бы с 45—50 % до 22 %, т.е. более, чем на 20 %. Целесообразно ли такое увеличение затрат на разведку запасов? Если учесть, что затраты на погашение геологоразведочных работ составляли не более 4 % себестоимости добычи, то согласно ранее приведенным

формулам при увеличении затрат на геологоразведочные работы в 5 раз общие затраты на разведку, добычу и переработку только за счет амортизации, геологоразведочных и геолого-поисковых работ уменьшились бы на 8—10 % . Кроме того, увеличилась бы извлекаемая ценность добываемой рудной массы за счет снижения разубоживания. Еще больший эффект мог быть получен за счет уменьшения ущерба окружающей среде и затрат на ее охрану и восстановление.

Поскольку для восполнения неподтвержденных и потерянных запасов необходимо вновь разведать такое же количество запасов, построить на них рудник, вскрыть и подготовить их к эксплуатации, то можно принять, что количество (величина) запасов или приближенно количество разведуемых и разрабатываемых месторождений будет обратно пропорционально величине подтверждения и извлечения запасов, т.е.

$$N = N'/M_o(1-П),$$

где N' — число эксплуатируемых месторождений при 100 %-м подтверждении и извлечении запасов руды (металла в руде); N — то же при коэффициенте подтверждения (математическом ожидании) запасов, равном M_o, и извлечении (1 – П).

Чем выше достоверность подтверждения запасов и полнота их извлечения, тем меньшее количество запасов потребуется разведывать и разрабатывать. Аналогично этому, чем более комплексно будут использоваться запасы, тем меньше потребуется разведывать и разрабатывать новых месторождений. И, соответственно, меньше потребуется нарушать природных объектов (ресурсов) и не таким сильным будет ущерб окружающей среде.

Если принять, что при базовом варианте удельный ущерб окружающей среде равен $У_{осб}$, то при обеспечении более достоверных данных по запасам удельный ущерб уменьшится до величины, равной (руб/т)

$$У_{ос} = У_{осб}ц_{дб}(1-П_б)M_{озб}M_{осб}\Big/\sum_{j=1}^{m} ц_д(1-П)M_{оз}M_{ос},$$

а экономия составит

$$У_{ос} = У_{осб}\left[ц_{дб}(1-П_б)M_{озб}M_{осб}\Big/\sum_{j=1}^{m} ц_д(1-П)M_{оз}M_{ос}\right],$$

где $М_{озб}$, $М_{осб}$ — коэффициенты подтверждения величины запасов и содержания металлов при базовом варианте, доли ед.; $М_{оз}$, $М_{ос}$ — то же при другом варианте, доли ед.; $П_б$ и П — потери при базовом и другом вариантах, доли ед.

Если $У_{осб} = 1$, $ц_{дб} = 1$, $ц_д = 1{,}2$, $П_б = 0{,}20$, $П = 0{,}15$, $М_{озб} = 0{,}65$, $М_{осб} = 0{,}74$, $М_{оз} = 0{,}9$, $М_{ос} = 0{,}95$ то ущерб окружающей среде при новом варианте будет равен

$$У_{ос} = \frac{1(1-0{,}2)0{,}65 \cdot 0{,}74}{1{,}2(1-0{,}15)0{,}9 \cdot 0{,}95} = \frac{0{,}8 \cdot 0{,}48}{1{,}02 \cdot 0{,}855} = \frac{0{,}38}{0{,}872} = 0{,}440,$$

т.е. уменьшится более чем вдвое. Экономия будет равна 0,56 $У_{осб}$.

Для оптимизации достоверности разведочных данных необходимо при варианте разведки до более высоких категорий к прибыли прибавить экономию за счет уменьшения ущерба окружающей среде. Поэтому для резкого улучшения экологичности и экономичности горных работ следует усилить геологоразведочные работы, чтобы довести степень разведанности запасов до высоких категорий.

5.4. ВЛИЯНИЕ ПОЛНОТЫ, КОМПЛЕКСНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР И ДОБЫТОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ВЕЛИЧИНУ ЗАТРАТ И УЩЕРБА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ

Степень полноты и комплексности освоения месторождений в настоящее время очень мала. Из огромного количества добываемой в нашей стране горной массы, например, на ряде рудников цветной металлургии, в конечную продукцию выходит лишь 2—7 %. Поэтому для повышения комплексности использования недр и добываемых полезных ископаемых имеются большие резервы и возможности.

Уровень комплексности использования в любом месторождении, в любом регионе должен быть оптимальным, т.е. обеспечивающим максимальную экономическую эффективность от разведки и разработки месторождения и использования оптимального количества его полезных ископаемых, а в каждом полезном ископаемом — оптимального количества полезных компонентов. Оптимум комплексности использования месторождения может быть установлен на основе определения эффективности вовлечения в эксплуатацию дополнительно того или иного полезного ископаемого, выработанного пространства, отвала руд и пород, хвостов и т.п.

Оценка эффективности более полного освоения недр и обоснование оптимального уровня комплексности использования всей совокупности полезных ископаемых должны основываться на общей модели системы обеспечения народного хозяйства страны минерально-сырьевыми ресурсами. Эта система должна быть единой для всей страны и включать в себя стадии разведки, добычи и переработки всех необходимых полезных ископаемых, а также использование различных побочных продуктов и отходов разных отраслей горно-добывающей промышленности. При этом необходимо иметь в виду возможность повторного использования ресурсов (повторная разработка месторождений на основе вовлечения в эксплуатацию ранее потерянных и бывших ранее забалансовых запасов, вторичное использование черных и цветных металлов, их оборотное использование, оборотное использование воды, более широкое применение хвостов обогащения, шлаков металлургических заводов и других отходов производства), а также снижения отрицательного влияния горных работ на окружающую среду.

До настоящего времени использование всех этих источников осуществляется на основе узковедомственного подхода. Из-за того, что каждое ведомство эксплуатирует свои месторождения и только «свои» полезные ископаемые, необходимо разведывать и эксплуатировать огромное количество месторождений, в результате распыляются огромные средства.

Ликвидация ведомственного подхода и переход на более комплексное изучение и освоение месторождений, повышение достоверности геологоразведочных данных о запасах, концентрации геологоразведочных и горных работ, резкое уменьшение сроков разведки и разработки месторождений позволит, во-первых, существенно сократить число разведуемых месторождений полезных ископаемых (при полном удовлетворении потребностей) и соответственно уменьшить количество нарушаемых горными и геологоразведочными работами природных объектов. Уменьшится число рабочих поселков и при этом вырастут их масштабы. Во-вторых, согласно достигнутой степени комплексности освоения и сокраще-

ния сроков отработки недр увеличится производственная мощность предприятий по объему добываемой и используемой горной массы, что позволит в свою очередь уменьшить удельные и суммарные капитальные и эксплуатационные затраты на всех предприятиях по разведке, добыче и переработке полезных ископаемых (потому, что масштабы предприятий будут значительно больше), а также затраты, связанные с пассивной частью капиталовложений (строительство поселков, городов, дорог, средств связи, коммуникаций и т.п.).

Вместе с тем, при комплексном освоении месторождений в ряде случаев потребуется увеличить капитальные и эксплуатационные затраты на транспорт и потребление конечной продукции. В силу специфики взаимоотношений предприятий горных отраслей и других отраслей народного хозяйства эффективность комплексного освоения недр с позиции отдельного горного предприятия будет минимальной, значительно больше будет она с позиции горнодобывающих отраслей и еще больше — с позиции межотраслевых интересов (народного хозяйства в целом).

Повышение полноты и комплексности использования минерального сырья при добыче, обогащении и на других стадиях его переработки имеет огромное экономическое и экологическое значение. При этом не столько для конкретного горного, горно-обогатительного или горно-металлургического предприятия, сколько для горно-добывающей отрасли и для ряда отраслей промышленности и сельского хозяйства, использующих природные ресурсы. Так, если бы удалось повысить полноту и комплексность использования запасов недр в какой-то отрасли или подотрасли горной промышленности всего на 15—20 %, то это означало бы, что на 15—20 % можно было бы сократить затраты на разведку месторождений для этой отрасли или подотрасли. А в этой отрасли в 1,15—1,20 раза уменьшить капитальные затраты на строительство рудников и обогатительных фабрик, а также существенно снизить эксплуатационные расходы на добычу и переработку полезных ископаемых, поскольку производственная мощность предприятия также увеличится на 10—20 % (в ценностном выражении). Кроме того, в 1,15—1,20 раза уменьшится число нарушаемых горными и перерабатывающими предприятиями объектов окружающей среды, следовательно, в 1,15—1,20 раза снизится ущерб таким отраслям народного хозяйства, как сельское, водное, лесное, рыбное, а также здоровью населения.

Итак, если рассматривать эффективность комплексного использования недр с таких межотраслевых позиций, то можно прийти к выводу, что повышать уровень комплексности использования минерального сырья экономически выгодно даже в случае, когда это невыгодно для какого-то конкретного предприятия, осуществляющего мероприятия по повышению комплексности использования запасов недр. Чтобы мероприятие по повышению полноты и комплексности использования недр было эффективным прежде всего для предприятия, осуществляющего его, например, рудника, карьера или угольной шахты, то этому предприятию необходима государственная поддержка в виде определенного размера дотации или определенного повышения отпускной цены минерального сырья, концентратов или промпродуктов в соответствии с долей их экономического участия в общих затратах на производство из минерального сырья конечной продукции. Это повышение отпускной цены может быть также компенсировано за счет получения эффектов смежными отраслями промышленности и сельского хозяйства, использующими другие природные ресурсы, благодаря снижению ущерба окружающей среде в этих отраслях от повышения полноты и комплексности использования недр.

Очень важно иметь в виду, что правильно решить задачу оценки эффективности комплексного использования минерального сырья при добыче и переработке можно только в случае системного рассмотрения во взаимосвязи и взаимозависимости всех производственных этапов и процессов, начиная с разведки, включая добычу, обогащение, металлургический передел и завершая процессом реализации товарной продукции. В качестве критерия экономической оценки всей этой системы может быть принята величина суммы прибыли в ряде отраслей и предприятий, использующих природные ресурсы за какой-то расчетный период времени с учетом увеличения капитальных затрат без осуществления мероприятия по повышению комплексности использования минерального сырья на горном, горно-обогатительном предприятии и уменьшения капитальных и эксплуатационных затрат на других предприятиях и в отраслях, использующих природные ресурсы.

Для уменьшения ущерба окружающей среде на каком-то конкретном месторождении необходимо применять различные природоохранные мероприятия и соответствующим образом изменять все основные параметры и технологию разработки. Если пол-

ностью учитывать ущерб окружающей среде, то становится ясно, что необходимо делать еще более резкий крен на технологию, обеспечивающую значительное снижение потерь и разубоживания, увеличение извлекаемых запасов месторождения, захоронение в выработанном пространстве неиспользованных отходов производства. Расчеты показывают, что при учете ущерба окружающей среде на действующих горно-добывающих предприятиях экономически выгодно увеличивать производственную мощность горных предприятий и вовлекать в эксплуатацию бедные и забалансовые руды, вести повторную разработку. При этом увеличивается сырьевая база этих предприятий, благодаря чему уменьшается число нарушаемых природных объектов.

Уменьшение числа действующих рудников и карьеров, увеличение их производственной мощности, оптимизация параметров рудников и карьеров на основе межотраслевого подхода (с учетом экологических последствий) позволит резко сократить не только капитальные и эксплуатационные затраты на добычу и переработку, но и ущерб окружающей природной среде.

ГЛАВА 6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ УГЛЕЙ И ЗАТРАТ НА ИХ ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ

6.1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ (ГОРНОЙ МАССЫ)

К основным показателям качества добываемых углей относятся: зольность, теплота сгорания, крупность фракций, спекаемость, влажность, содержание серы и фосфора, наличие других полезных или вредных компонентов в угле и разубоживающих породах. В зависимости от того, какие добывают угли — энергетические, коксовые, антрациты, каменные или бурые, эти показатели оказывают разное экономическое влияние на последующие процессы и стадии их переработки и использования.

На угольных месторождениях, как и на месторождениях других природных ресурсов, основным направлением работ по повышению эффективности эксплуатации запасов должно стать обеспечение более высокого уровня переработки добываемых полезных ископаемых.

Чтобы правильно оценить качество угольных месторождений и эффективность их разработки, необходимо коренным образом изменить бытовавшие в угольной отрасли понятия о ценности угольных месторождений и эффективности работы угольных шахт, основанные на учете только затрат на добычу угля без достаточно полного учета его качества и рынков реализации. Эти понятия являются следствием имевшего место в угольной промышленности отраслевого подхода и, соответственно, отраслевых интересов, когда уголь считался конечным продуктом (товаром) отрасли, отпускные цены на который устанавливались по бассейнам централизованно на основе затрат на добычу и возможных государственных дотаций.

Главная ошибка, которая приводит к неправильной (заниженной) оценке угольных месторождений и шахт, заключается в том, что угли до сих пор, несмотря на существенное изменение экономических условий, рассматриваются в качестве конечной товарной продукции и только как топливо, без учета эффективности разных производств, использующих эти угли. Не случайно, качество угля разных бассейнов и пластов оценивается, в основном, по

его теплотворной способности, а в качестве мерила принята тонна условного топлива (тут). При этом, совершенно не учитывается тот, подчас огромный эффект, который имеют потребители, использующие уголь и получаемую из него товарную продукцию. Следует иметь в виду, что уголь является не только топливом, но и незаменимым сырьем для многих перерабатывающих производств, эффективность работы которых сильно зависит от тех или иных его качеств. И, как правило, производства, использующие угли (энергетика, металлургия, химия и др.), были высокорентабельными, в основном, благодаря использованию угля, особенно угля высокого качества. Ликвидация даже самой «нерентабельной» шахты, добывающей уголь уникального качества (например, пригодного для изготовления активированного сорбента для очистки воды, производства респираторов и др.) может привести к ликвидации этого производства и огромным экономическим потерям.

Аналогичный результат может иметь место в металлургическом производстве, если закрыть «нерентабельные» шахты, добывающие коксующиеся угли, применяемые на местных металлургических заводах, или антрациты, используемые для производства электродной продукции на электродных заводах цветной металлургии. Поэтому оценку качества того или иного сорта угля следует осуществлять комплексно и дифференцированно, учитывая все показатели его качества и возможную потерю эффекта у потребителей. Следует также оценивать возможные пути более полного и комплексного использования угля и пород в качестве сырья для многих других производств.

Для этого необходимо прежде всего более глубоко и всесторонне изучать угольные пласты и вмещающие породы. Кроме обычного определения физико-механических свойств угля и его теплотворной способности, необходимо иметь данные о содержании в угле и разубоживающих породах всех полезных и вредных компонентов и знать их распределение в недрах. Во многих углях отмечается довольно высокое содержание цветных и редких металлов, радиоактивных веществ, редкоземельных элементов, которые могут представлять экономический интерес. Известно, что некоторые угольные месторождения разрабатывались только с целью получения урана, германия и ряда других металлов. Например, еще в 60-х гг. в Швеции производился уран из золы сжигаемых в топках ТЭЦ горючих сланцев.

Следует, однако, отметить, что в углях многих месторождений содержатся вредные компоненты — сера, ртуть, мышьяк, фосфор и другие, которые резко снижают ценность угля и ограничивают рынок его сбыта. Исключение этих компонентов при добыче, переработке и использовании таких углей представляет собой серьезную проблему.

Рассматривая уголь только как топливо и решая задачи угольной промышленности только в зависимости от величины затрат на добычу (по традиционному критерию разницы между отпускной ценой и себестоимостью угля), многие специалисты допускают серьезные ошибки. Прежде всего, существенно занижается ценность угольных месторождений и соответственно всей угольной промышленности. Между тем и себестоимость добычи, и отпускная цена угля лишь частично характеризуют ценность добываемого полезного ископаемого. Следствием занижения оценки угольных месторождений и эффективности их эксплуатации являются неправильные, с позиции народнохозяйственных интересов, решения по реструктуризации угольной отрасли. Закрытие почти одновременно огромного числа шахт привело к значительному ущербу не только в угольной отрасли, но и в производствах и отраслях потребителей угля и электроэнергии.

Вообще, качество и ценность угольных месторождений, как и любого другого полезного ископаемого, должны рассматриваться на основе системного анализа всех стадий производства, на которых формируется ценность: разведки запасов, строительства горного предприятия, добычи (разработки месторождения), переработки добытого полезного ископаемого (всех возможных стадий переработки) и восстановления нарушенных горными работами природных ресурсов.

В современных условиях не менее важной стадией формирования ценности полезных ископаемых является транспортирование угля (как и руд, концентратов, строительных материалов) и продуктов их переработки до потребителей. Экономическое значение этой стадии огромно. Так, на шахтах Восточного Донбасса составляющая затрат на транспорт угля до потребителя достигает 30 % в стоимости угля у потребителя. А в случае перевозки угля из Кузбасса в Центральную часть России эта составляющая примерно в 2—3 раза больше себестоимости добычи.

Объединение экономических интересов угольных и других горных и обогатительных предприятий с транспортными позволит резко сократить общие затраты, а значит и повысить относительную ценность добываемых полезных ископаемых. Некоторое снижение тарифов на перевозки грузов позволит расширить рынки сбыта, а следовательно, увеличить объемы добычи и снизить удельные затраты не только на добычу и обогащение, но и на транспорт.

По всем полезным ископаемым, а по углю особенно, совершенно четко прослеживается закономерность — чем больше стадий и выше уровень переработки добытого минерального сырья, тем выше его ценность.

Не случайно, оценку месторождений цветных, редких, благородных, черных и других металлов, горно-химического сырья осуществляют не по себестоимости добычи рудной массы или по ее цене, а, как минимум, по цене извлекаемых из нее после обогащения и металлургического передела концентратов, до получения металлов и других полезных компонентов. Иначе все эти горно-добывающие отрасли были бы нерентабельными, и, по логике авторов реструктуризации угольной промышленности, такие рудники явно надо было бы ликвидировать.

Естественно, угольная промышленность имеет свою специфику, однако принципы оценки угольных месторождений и качества добываемого угля должны быть, как и при разработке других месторождений, т.е. необходимо учитывать все стадии добычи, обогащения и использования угля и продуктов его переработки.

При оценке месторождений коксующихся углей надо иметь в виду не только стадии их добычи и обогащения, но и стадии транспортирования до коксохимического завода, производства кокса, доставку его до металлургического завода и производства чугуна, а, возможно, стали и даже проката. И, конечно, необходимо учитывать все качества угля и зависящие от этих качеств показатели качества кокса и получаемых в результате его использования чугуна и стали. О важности этого учета свидетельствует факт влияния на результаты производства чугуна только одного показателя качества коксующегося угля — содержания серы. Только 1 % серы, попадающей в кокс, увеличивает его расход при доменной плавке на 17 %, а производственную мощность домны снижает на 15 %. Естественно, что использование даже самого дешевого и «рентабельного» коксового угля, содержащего серу в большом количестве, не сможет компенсировать огромного ущерба на стадиях производства кокса и чугуна. И, наоборот, применение для производства кокса угля с малым содержанием серы, хотя и по более высокой себестоимости, позволяет обеспечить огромный эффект в производстве чугуна и качественной стали.

Ценность месторождений энергетического угля и добываемой горной массы должна определяться совместно со стадиями производства тепловой и электрической энергии и другими возможными производствами по использованию отходов угля, пород и золы ТЭЦ, в том числе последующей переработки золы с целью извлечения из нее редких, редкоземельных, цветных металлов и других компонентов. Не надо забывать, что в ряде случаев ликвидация так называемых убыточных шахт привела к дефициту в производстве электроэнергии, из-за чего убытки во всех отраслях-потребителях ее в несколько раз превысили все затраты на добычу «нерентабельного» угля. Поэтому необходимо коренным образом изменить отношение к угольной отрасли и ее продукции и решать все ее задачи на основе нового методического подхода с учетом качества добываемого угля в широком понимании этого термина, на основе глубокой экономической взаимосвязи угольной промышленности со всеми производствами, использующими уголь и продукты его переработки.

Для практического осуществления мер по повышению качества добываемых углей и эффективности использования угольных месторождений согласно опыта отраслей цветной и черной металлургии и химической промышленности, предприятия которых включают в свои составы во взаимосвязи не только рудники, обогатительные фабрики, металлургические и химические заводы, но и электростанции, необходимо, в зависимости от назначения и технологических качеств углей, формировать совместные с угольными шахтами разнопрофильные производственные комплексы, в которых уголь может служить сырьем для переработки или объектом грузоперевозок: например, горно-металлургических по добыче железной руды и производству концентратов; по добыче угля и производству кокса, чугуна и стали; по добыче угля и производству электродной продукции; горно-энергетических по добыче угля и производству тепловой и электрической энергии и т.п. Горно-энергетические комплексы в свою очередь могут быть объединены также с предприятиями строительных материалов, химической и металлургической переработки отходов шахты и ТЭЦ. Не менее эффективными могут оказаться горно-транспортные объединения (например, транспортных предприятий с угольными шахтами и

разрезами, с карьерами по добыче строительных материалов), а также горно-технологические по химической переработке углей на бензин и дизельное топливо, по гидрометаллургической переработке хвостов обогащения и отходов ТЭЦ и т.д. Для более полного, комплексного и эффективного использования запасов угля необходимо все углеперерабатывающие предприятия строить в непосредственной близости к угольной базе, а продукты их глубокой переработки можно будет перевозить практически на любые расстояния. При этом транспортная составляющая будет в несколько раз меньше, поскольку можно будет применять трубопроводный транспорт и другие более дешевые виды перемещения грузов и энергии.

6.2. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ДОБЫВАЕМЫХ УГЛЕЙ

Для обоснования эффективных путей повышения качества добываемых углей следует прежде всего правильно определять их качество и ценность. Для оценки качества угля целесообразно вместо обычно принятого понятия «тонны условного топлива» узаконить понятие извлекаемой ценности угля как до, так и после его обогащения и других этапов переработки. При этом следует различать понятие ценности в зависимости от стадии производства, включая стадии переработки и транспортирования (добычи, обогащения, транспортирования, переработки и использования электростанциями, заводами и другими предприятиями).

Первая часть ценности угля (ценность добытого полезного ископаемого без обогащения) должна определяться с учетом таких показателей, как выход фракций крупности, их зольность, влажность, сернистость, теплотворная способность, наличие содержания в угле других полезных или вредных компонентов. Вторая часть ценности — увеличение прибыли или снижение убытков в результате обогащения добытого угля, она должна определяться с учетом приведенных показателей и изменения их в процессе обогащения.

Третью часть ценности угля должна составлять доля прибыли (или снижения убытков), которую получают предприятия, использующие уголь (например, в соответствии с долей участия угля в том или ином производстве). Четвертую часть ценности угля должна составлять приходящаяся на 1 т добытого угля доля прибыли, которую получают предприятия, применяющие в своей работе отходы шахты, обогатительной фабрики и других использующих уголь производств, включая производство металлов и других полезных компонентов, например, метана, газа от сжигания, извлекаемых из угля и продуктов его переработки и использования, в том числе тепловой и электрической энергии.

На основе такого широкого понятия извлекаемой ценности могут быть более правильно решены задачи управления качеством добываемого угля, выбора целесообразных путей его использования, строительства обогатительных фабрик и других перерабатывающих и использующих уголь предприятий, а также переоценки угольных месторождений, реструктуризации угольной отрасли и пересмотра основных параметров шахты (запасы, кондиции, производственная мощность и др.) и выбора оптимальных технологических схем на основе определения прибыли с учетом разновременности капитальных и эксплуатационных затрат по всей технологической цепи добычи и использования угля.

Угли, которые могут быть применены для получения угольных суспензий и продуктов их переработки, также должны оцениваться с учетом стадии их переработки и выхода конечной продукции по цене этой продукции.

Антрациты, применяемые при производстве электродов, должны оцениваться с учетом всех стадий их переработки в соответствии с долей их выхода в конечную продукцию (по цене электродов). Если угли применяются для производства сорбентов (для очистки питьевой воды и атмосферы, производства противогазов, респираторов и др.), то извлекаемая ценность их должна определяться с учетом выхода сорбентов по цене активированных угольных порошков, которая может достигать от нескольких сотен до нескольких тысяч долларов за тонну. Поэтому почти любые затраты на добычу такого высококачественного угля окупаются с лихвой. Транспортирование углей и концентратов до потребителей также следует рассматривать как следующий после добычи или обогащения этап производства, который формирует цены (у потребителя).

Извлекаемая ценность добытого угля (без обогащения) определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = \sum_{j=1}^{m} \gamma_j \left[ц_{дбj} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta_{ij} \left(\alpha_{фij} - \alpha_{бij} \right) \right],$$

где m — число фракций угля; γ_j — выход j-й фракции угля, доли ед.; $ц_{дб_i}$ — отпускная цена j-й фракции угля какого-то базового качества, руб/т; Δ_{ij} — доплата (или штраф) за превышение (или снижение) показателя i-го качества в j-й фракции угля, руб/т; n — число показателей качества угля; $\alpha_{фij}$ и $\alpha_{бij}$ — показатели качества в j-й фракции оцениваемого угля и базового качества, %, тут и т.п.

Извлекаемая ценность добытого и обогащенного угля определится по аналогичной формуле (руб/т)

$$ц_{до} = \sum_{j=1}^{m} \gamma_{oj} \left[ц_{дi} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta_{ij} \left(\alpha_{фij} - \alpha_{oij} \right) \right],$$

где γ_{oj} — выход j-й фракции угля после обогащения, доли ед.; $ц_{дj}$ — цена j-й фракции оцениваемого угля до обогащения, руб/т; Δ_{ij} — доплата за повышение i-го качества в j-й фракции обогащенного угля по сравнению с необогащенным, руб/т; α_{oij} — показатель i-го качества j-й фракции обогащенного угля, %, тут.

Извлекаемая ценность энергетического угля с учетом стадии производства тепловой и электроэнергии определится по формуле (руб/т)

$$ц_{дэ} = \sum_{i=1}^{n'} \gamma_{эi} ц_{эi},$$

где $\gamma_{эi}$ — количество i-й энергии, получаемой при сжигании 1 т добытого или обогащенного угля, квт-ч и т.п.; n' — число видов энергии, получаемой при сжигании угля; $ц_{эi}$ — цена единицы i-й энергии, руб.

Поскольку при обогащении породная часть угля переходит в шламы, то при оценке его по данной формуле необходимо учесть, что его выход меньше единицы. Тогда формула будет иметь вид (руб/т)

$$ц_{дэ} = \sum_{i=1}^{n'} \gamma_{oi} \gamma_{эi} ц_{эi},$$

где γ_{oi} — выход товарного угля, т/т.

Извлекаемая ценность коксующегося угля, используемого для производства кокса и чугуна, определится по формулам (руб/т):

а) до стадии получения кокса

$$ц_{дк} = \gamma_к ц_к \quad \text{или} \quad ц_{дк} = \gamma_o \gamma'_к ц_к,$$

где $\gamma_к$ и $\gamma'_к$ — выход кокса из одной тонны необогащенного и обогащенного коксового угля, т/т; $ц_к$ — цена кокса, руб/т; γ_o — выход угля после обогащения, т/т;

б) до стадии производства чугуна

$$ц_{дч} = \gamma_к \gamma_ч ц_ч \quad \text{или} \quad ц_{дч} = \gamma_o \gamma'_к \gamma'_ч ц_ч,$$

где $\gamma_ч$ — выход чугуна при использовании 1 т кокса, т/т; $ц_ч$ — цена чугуна, руб/т.

Извлекаемая ценность антрацитов, используемых для производства электродной продукции, определится по формуле (руб/т)

$$ц_{дэп} = \gamma_{эп} ц_{эп},$$

где $\gamma_{эп}$ — выход электродной продукции при переработке 1 т антрацитов, т/т; $ц_{эп}$ — цена 1 т электродной продукции, руб/т.

При определении извлекаемой ценности угля, используемого для производства бензина и дизельного топлива, определится по формуле (руб/т)

$$ц_{дбд} = \sum_{i=1}^{n''} \gamma_{дбi} ц_{дбi},$$

где n'' — число продуктов, получаемых при химической переработке угля на жидкое топливо; $\gamma_{дб_i}$ — выход i-го продукта при переработке угля, т/т; $ц_{дб_i}$ — цена i-го продукта переработки, руб/т.

При определении извлекаемой ценности угля, который после обогащения продается за рубеж, может быть применена формула (руб/т)

$$ц_{до} = \gamma_o ц_{дол} К_п,$$

где $ц_{дол}$ — цена угля, долл.; $К_п$ — коэффициент пересчета в рубли.

Аналогично может быть определена извлекаемая ценность угля, используемого для любых других целей и получения продуктов.

6.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ И ЗАТРАТ НА ИХ ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ

Чтобы правильно определить извлекаемую ценность добытого угля, используемого в качестве топлива для производства тепловой и электрической энергии, необходимо рассмотреть во

взаимосвязи все стадии его добычи и переработки. На основе системного рассмотрения технологической цепочки вплоть до реализации произведенной энергии должны быть установлены зависимости изменения ценности производимой на той или иной стадии продукции и затрат на добычу угля до этой стадии включительно. Соизмерив ценность получаемой из 1 т энергетического угля продукции с затратами на ее производство, можно установить для каждой стадии истинную извлекаемую ценность угля и эффективность его добычи и переработки.

Ценность добытого угля (горной массы) обычно определяется с учетом показателей их зольности, крупности фракций, влажности, сернистости по формуле (руб/т)

$$ц_д = ц_{бу} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta_i \left(\alpha_{бi} - \alpha_{фi}\right).,$$

где $ц_{бу}$ — цена угля базового качества, руб/т; Δ_i — доплата за отклонение i-го качества угля от кондиций, руб/%; $\alpha_{бi}$ — базовый показатель i-го качества угля, %; $\alpha_{фi}$ — фактическое i-е качество угля, %.

Себестоимость добытого угля (руб/т) составит

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}\left(A_1 + A_2 + A_3\right) + A_4,$$

где Р — разубоживание, доли ед.; П — потери, доли ед.; A_1, A_2, A_3 — затраты на геологоразведку, амортизацию, ГПР, руб/т погашенных балансовых запасов; A_4 — затраты на другие процессы добычи угля, руб/т горной массы.

Ценность обогащенного угля можно определить по формуле (руб/т)

$$ц_{до} = \gamma_о ц_о = \gamma_{oj} \sum_{j=1}^{m} \gamma_j \left[ц_{обj} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta_{ij} \left(\alpha_{бij} - \alpha_{фij}\right)\right],$$

где $\gamma_о$ — выход товарного угля после обогащения, доли ед.; $ц_о$ — отпускная цена обогащенного угля, руб/т; m — число фракций обогащенного угля; γ_j — выход j-й фракции обогащенного угля, доли ед.; $ц_{обj}$ — цена угля базового качества j-й фракции, руб/т; Δ_{ij} — доплаты или штрафы за отклонение i-го качества угля от нормы в j-й фракции, руб/%; $\alpha_{бij}$ и $\alpha_{фij}$ — показатели i-го качества в j-й фракции базовый и фактический, % и др.

Себестоимость обогащенного угля (руб/т) будет равна

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}\left(A_1 + A_2 + A_3\right) + A_4, + A_о,$$

где $A_о$ — затраты на обогащение угля, руб/т.

Извлекаемая ценность угля с учетом стадии производства на ТЭС электроэнергии определяется по формулам (руб/т):

а) при сжигании добытого угля (горной массы)

$$ц_{дэ} = 1000 \frac{Q ц_э}{Q_{ут} \delta_{ут}};$$

б) при сжигании обогащенного угля

$$ц_{доэ} = 1000 \frac{Q_о \gamma_о ц_э}{Q_{ут} \delta_{ут}},$$

где Q и $Q_о$ — теплота сгорания добываемой горной массы и обогащенного угля, ккал/кг; $Q_{ут}$ — теплота сгорания 1 т условного топлива ($Q_{ут}$ = 7000 ккал/кг); $ц_э$ — цена электроэнергии, продаваемой электростанцией, руб/квт-ч; $\delta_{ут}$ — удельный расход условного топлива на производство 1 квт-ч электроэнергии ($\delta_{ут}$ = 0,32 кг/квт-ч); 1000 — коэффициент пересчета с килограммов на тонны, кг/т.

Затраты на добычу горной массы и производство электроэнергии на ТЭЦ определятся по формулам (руб/т):

а) без обогащения

$$с_{дэ} = \frac{1-Р}{1-П}\left(A_1 + A_2 + A_3\right) + A_4 + A_э;$$

б) с обогащением

$$с_{доэ} = \frac{1-Р}{1-П}\left(A_1 + A_2 + A_3\right) + A_4 + A_о + \gamma_{ту} A_э,$$

где $A_э$ — затраты на сжигание угля на электростанции, руб/т; $\gamma_{ту}$ — выход товарного угля после обогащения, доли ед.

Извлекаемая ценность добываемого угля с учетом стадии передачи электроэнергии через электросети и распределения ее потребителям определится по формулам (руб/т):

а) без стадии обогащения добытой горной массы

$$ц_{дэс} = 1000\frac{Q ц_{эс}(1-П_э)}{Q_{ут}\delta_{ут}};$$

б) при сжигании обогащенного угля

$$ц_{дэс} = 1000\frac{Q_о ц_{эс}(1-П_э)}{Q_{ут}\delta_{ут}},$$

где $ц_{эс}$ — отпускная цена электроэнергии электросетями потребителям, руб/квт-ч; $П_э$ — потери электроэнергии при передаче ее по электросетям, доли ед.

Затраты на добычу и переработку на стадии распределения электроэнергии потребителям (руб/т) определим по формулам:

а) без обогащения

$$с_{дэ} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_э+A_{эс};$$

б) с обогащением

$$с_{дэ} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_{ту}A_э+A_{эс},$$

где $A_{эс}$ — затраты на передачу электроэнергии электросетями, руб/т.

После сжигания угля на электростанции остается до 30 % золы, которая содержит множество полезных компонентов — уран, золото, медь, германий и др. Обычно зола считалась отходами производства и практически не применялась для извлечения из нее полезных компонентов. Однако в мировой практике известны случаи использования энергетических углей для извлечения из них урана, германия, других редких и редкоземельных элементов, а также изготовления цемента, других строительных материалов и т.п. Так, ценность угольной золы при извлечении из нее, например, германия (руб/т) составит

$$ц_{дг} = \gamma_з a_г \varepsilon_о \varepsilon_м ц_г,$$

где $\gamma_з$ — выход золы от сжигания угля, доли ед.; $a_г$ — содержание германия в угольной золе, г/т; $\varepsilon_о$ — извлечение металла при обогащении золы , доли ед.; $\varepsilon_м$ — извлечение металла при металлургическом переделе, доли ед.; $ц_г$ — цена германия, руб/г.

Затраты на добычу и обогащение угля с учетом стадии извлечения германия из угольной золы ТЭЦ (руб/т) устанавливаются по формуле

$$с_{ду} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_{ту}A_э+\gamma_з A_г,$$

где $A_г$ — затраты на извлечение германия при обогащении золы и металлургическом переделе, руб/т золы.

Если из угольной золы извлекается не только германий, но и другие металлы, а отходы после извлечения этих металлов используются для производства связующих (цементов), то можно применить для определения извлекаемой ценности угля более общую формулу (руб/т)

$$ц_{дэк} = ц_{дэ} + \sum_{i=1}^{n} ц_{дмi} + ц_ц =$$

$$= ц_{дэ} + \gamma_з \sum_{i=1}^{n} a_{мi}\varepsilon_{оi}\varepsilon_{мi}ц_{мi} + \gamma_з\gamma_{сц}ц_{сц},$$

где n — количество извлекаемых компонентов; $ц_ц$ — извлекаемая из отходов ценность цемента, руб/т; $ц_{дм_i}$ — ценность металлов извлекаемых из угольной золы, руб/т; $a_{м_i}$ — содержание i-го металла в золе, г/т; $\varepsilon_{о_i}$ — извлечение i-го металла при обогащении золы, доли ед.; $\varepsilon_{м_i}$ — извлечение i-го металла при металлургическом переделе, доли ед.; $ц_{м_i}$ — цена i-го металла, руб/г; $\gamma_{сц}$ — выход цемента из золы, доли ед.; $ц_{сц}$ — цена цемента, руб/т.

Затраты на добычу и обогащение угля с учетом извлечения металлов из золы и производства цементов (руб/т) составят

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_о A_э+\gamma_з\gamma_о A_м+\gamma_з\gamma_о\gamma_{сц}A_{сц},$$

где $A_м$ — затраты на переработку золы для извлечения металлов, руб/т; $A_{сц}$ — затраты на переработку золы для производства цементов, руб/т.

После обогащения угля остается шлам, который можно использовать для производства керамзита или перлита. Следовательно, шлам имеет ценность, которую можно определить по формуле (руб/т)

$$ц_{дш} = (1-\gamma_о)\gamma_{кер}ц_{кер},$$

где $\gamma_{кер}$ — выход керамзита из угольного шлама; $ц_{кер}$ — цена керамзита, руб/т.

Известно, что на-гора выдается большое количество породы, которая складируется в отвалах. Если ее разделить на фракции, то возможно дальнейшее применение этой породы в различных целях. Одни фракции пригодны для производства стройматериалов, другие — могут служить заменителем щебня, третьи — использоваться для других целей. Определим ценность породы по формуле (руб/т)

$$ц_{дп} = \gamma_п \sum_{i=1}^{n} \gamma_i ц_{пi},$$

где $\gamma_п$ — выход породы из горной массы; γ_i — выход i-й фракции из породы; $ц_{пi}$ — цена i-й фракции, руб.

Затраты на добычу и комплексную переработку угля (руб/т) после всех стадий его использования (с учетом производства стройматериалов из породы) (руб/т) будут следующие

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}(А_1+А_2+А_3)+А_4+А_о+\gamma_о А_э+\gamma_о\gamma_3 А_м+$$
$$+\gamma_о\gamma_3\gamma_{сц}А_{сц}+(1-\gamma_о)\gamma_{кер}А_{кер}+\gamma_п А_{см},$$

где $А_{кер}$ — затраты на производство керамзита, руб/т породы; $А_{см}$ — затраты на производство стройматериалов, руб/т породы.

Общая ценность компонентов, получаемых при комплексном использовании угля, представляет собой сумму ценностей этих компонентов.

Конечный результат комплексного использования угля можно оценить по сумме прибыли, которая определяется по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \sum_{j=1}^{m}\left(ц_{дtj} - с_{дtj}\right) - \sum_{t=1}^{t_с}\sum_{j=1}^{m} К_{tj}\left(1+Е_{кt}\right)^{t_с},$$

где $П_{рг t}$ — общая прибыль в t-й год, руб; $t_р$—расчетный срок службы шахты, лет; $t_с$ — срок строительства шахты, лет; A_t — общая добыча угля в t-й год; $ц_{дtj}$ — ценность j-го компонента в t-й год, руб; $с_{дtj}$ — себестоимость j-го компонента в t-й год, руб; $К_{tj}$ — капитальные затраты для производства j-го компонента в t-й год; $E_{кt}$ — ставка банковского процента на кредит в t-й год.

Сумма дисконтированной прибыли за срок строительства и эксплуатации (или любой другой срок) устанавливается по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \sum_{j=1}^{m}\left(ц_{дtj} - с_{дtj}\right) \Big/ (1+E)^{t_р-1} - \sum_{t=1}^{t_с}\sum_{j=1}^{m} К_{tj}\left(1+E_{кt}\right)^{t_с} \Big/ (1+E)^{t_с-1}.$$

На основе данных формул можно в каждом конкретном случае выяснить оптимальный уровень комплексности и стадию переработки угля и отходов его переработки. Необходимо всегда иметь в виду, что уголь — это не просто материал для получения тепла и электроэнергии, а комплексное сырье, применяемое в различных отраслях промышленности. При рациональном его использовании возможно получение гораздо большей прибыли, чем в настоящее время. А это, в свою очередь, повлечет за собой увеличение количества рентабельных шахт и разрезов.

Рациональное и комплексное использование добываемого энергетического угля на основе его оценки с учетом стадий переработки — перспективное направление в угледобывающей и углеперерабатывающих отраслях промышленности. При этом чем больше стадий переработки, тем выше будет цена получаемого конечного продукта.

6.4. ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ЗОЛЬНОСТИ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ АНТРАЦИТОВ НА ВЕЛИЧИНУ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ

Зольность любых углей, в том числе антрацитов, является одним из важнейших показателей качества и обычно учитывается в отпускной цене в виде надбавок (при снижении по сравнению с нормативной зольностью) за каждый процент или скидок (при повышении по сравнению с нормативной зольностью). При этом доплаты и скидки принимаются обычно одинаковыми, независимо от того, в каком диапазоне имеют место изменения зольности. Обычно величина надбавки или скидки принимается равной 2,5 % отпускной цены или себестоимости добычи и совершенно не связывается с качеством угля. Такая оценка не стимулирует повышение качества добываемых углей. Если себестоимость добычи больше, то и скидка за процент зольности

будет больше и наоборот. Хотя низкая себестоимость добычи может быть в определенной мере следствием высокой зольности добываемого угля. А значит и экономическое значение снижения зольности (одного процента) не меньше, а больше, чем при добыче малозольного угля.

Анализ фактических данных о влиянии зольности на теплотворную способность антрацитов показывает, что изменение зольности в разных пределах неодинаково влияет на качество угля (содержание в нем углерода), а следовательно, и на величину теплотворной способности. Соответственно снижение зольности в одинаковых пределах, но в разных диапазонах изменения, далеко не равнозначно физически (по содержанию углерода) и экономически.

Так, если снизить содержание золы в угле с 40 % до 30 %, то количество в нем полезного компонента (углерода) увеличится в 0,7/0,6 = 1,167 раза, а если на те же 10 % снизить зольность в диапазоне с 20 % до 10 %, то количество углерода в добытом угле (т.е. качество добытого угля) возрастет лишь в 0,9/0,8 = 1,12 раза. Поэтому в разных диапазонах изменения зольности угля необходимо применять разные стимулирующие надбавки к цене угля (или штрафы). В расчете на полезный компонент в первом случае ценность угля будет больше на 4,7 %, чем во втором случае при изменении зольности в тех же пределах (на 10 %). Кроме того, при существующей системе по-разному изменяется получаемая от снижения зольности прибыль (или снижение убытков) на шахте с разной себестоимостью добычи. Если при одной и той же цене базового угля, например, 420 руб/т, и при изменении зольности в тех же пределах (на 10 %) и в тех же диапазонах, то при себестоимости добычи (базовый вариант) в первом случае 250 руб/т удельная прибыль увеличится с $П_{р6} = 420 - 250 = 170$ руб/т до

$$П_р = 420\frac{0,7}{0,6} - 250\left[1 - 0,7\left(1 - \frac{0,7}{0,6}\right)\right] =$$

$$= 490 - 250\,(1 + 0,11666) = 490 - 279,17 = 210,83 \text{ руб/т}$$

или на 40,9 руб/т больше, чем при базовом варианте. Если же себестоимость добычи угля при базовом варианте равна 450 руб/т, то при изменении зольности в том же диапазоне (от 40 до 30 %) и в тех же пределах удельная прибыль увеличится с $П_{р6} = 420 - 450 =$

$= -30$ руб/т (при базовом варианте до $П_р = 490 - 450\,(1 + 0,1166) = 490 - 502,5 = -12,5$ руб/т, т.е. только на 17,5 руб/т.

При изменении зольности в других пределах экономическое значение зольности с позиции интересов шахты будет другим. Так, если снизить зольность с 25 % (базовый вариант) до 22 %, то также можно обеспечить большую прибыль. Допустим, что базовая цена антрацита с зольностью 25 % равна 420 руб/т, в том числе на долю углерода приходится 420 · 0,75 = 315 руб/т, а золы 420 – 315 = 105 руб/т. Тогда при новом варианте (при зольности добываемого угля 22 %) его отпускная цена увеличится до $ц_д = 420 + 420 \cdot 3 \cdot 2,5/100 = 420 + 31,5 = 451,5$ руб/т, в том числе на долю углерода 451,5 · 0,78 = 352,17 руб/т. При этом, если 3 % породы оставляется в шахте, то шахта снижает производственную мощность в 0,75/0,78 = 0,96 раза, т.е. на 4 %. Допустим, что себестоимость добычи угля при базовом варианте равна 410 руб/т, в том числе доля условно-постоянных затрат составляет 70 %, тогда при новом варианте себестоимость добычи будет равна

$$с_д = 410\left[(1 - 0,7\,(1 - \frac{0,78}{0,75})\right] = 410\,(1 + 0,028) = 421,5 \text{ руб/т.}$$

Прибыль в расчете на 1 т добычи при базовом варианте была равна $П_{р6} = 420 - 410 = 10$ руб/т, а при новом варианте $П_р = 451,5 - 421,5 = 30$ руб/т, т.е. больше на 20 руб/т.

Прибыль годовая при базовом варианте производственной мощности шахты равной 500 тыс. т/год составляет $П_{рг6} = 500\,000 \cdot 10 = 5\,000\,000$ руб/год. При новом варианте она равна $\frac{500\,000}{1,028}30 = 14\,591\,439$ руб/год. Таким образом, в данных условиях даже при существующей системе надбавок за повышение качества добываемого угля снижение зольности на 3 % весьма эффективно.

При существующей системе доплат не учитываются также эффекты, которые имеют место от снижения зольности на стадиях обогащения и использования конечной продукции. Эти эффекты будут разными и зависят от направлений использования угля и стадий его переработки. Например, если добываемый антрацит обогащается и продается за рубеж, то его извлекаемая ценность при каком-то базовом варианте зольности будет равна (руб/т)

$ц_{дб} = \gamma_б ц_{бв} К_п$, причем

$$\gamma_б = \frac{a_б \varepsilon_б}{\beta_б},$$

где $\gamma_б$ — выход товарного угля при обогащении (базовый вариант), доли ед.; $ц_{бв}$ — отпускная цена товарного угля в валюте при базовом варианте, долл/т; $К_п$ — коэффициент пересчета валюты в рубли; $a_б$ — содержание полезного компонента (в частности, углерода) в угле базового варианта, %; $\varepsilon_б$ — извлечение полезного компонента при обогащении угля базового варианта, доли ед.; $\beta_б$ — содержание полезного компонента в товарном продукте, %.

Аналогично при новом варианте извлекаемая ценность добытого и обогащенного угля определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = \frac{a\varepsilon}{\beta} ц_в К_п.$$

Обозначения в этой формуле те же, только для нового варианта зольности.

Если при базовом варианте шахта добывает 500 000 т/год угля с зольностью 25 %, который обогащается до получения товарного продукта с зольностью 5 % и продается за рубеж по цене 50 долл/т, то его извлекаемая ценность будет равна

$$ц_{дб} = \frac{75 \cdot 0{,}7 \cdot 50 \cdot 29}{95} = 801{,}3 \text{ руб/т.}$$

При новом варианте со снижением зольности добываемого угля до 20 % извлекаемая ценность добытого угля составит

$$ц_д = \frac{80 \cdot 0{,}75 \cdot 29 \cdot 50}{95} = 916 \text{ руб/т,}$$

т.е. на 115 руб/т больше, чем при базовом варианте (на 14,3 %). Если затраты на добычу угля при базовом варианте составляют 300 руб/т, на обогащение 50 руб/т и общие расходы на содержание управленческого аппарата и реализацию товарной продукции за рубеж также 50 руб/т, то общие затраты при базовом варианте зольности добываемого угля (25 %) будут равны 400 руб/т, а

удельная прибыль $П_{рб} = 916 - 400 = 516$ руб/т. Тогда цена угля с базовой зольностью в соответствии с долей участия шахты в производстве и реализации товарной продукции будет

$$ц_{дб} = \frac{801{,}3 \cdot 300}{400} = 600{,}9 \text{ руб/т.}$$

При новом варианте могут несколько повыситься затраты на добычу, но снизятся затраты на обогащение. Допустим, что затраты на добычу при новом варианте равны 310 руб/т, а на обогащение 45 руб/т, тогда цена угля должна быть равна

$$ц_{ду} = \frac{916 \cdot 310}{405} = 701 \text{ руб/т,}$$

т.е. больше на 100 руб/т. При существующей системе доплат за снижение зольности угля отпускная цена при базовом варианте составит420 руб/т, а при новом варианте $ц_д = 420 + 5 \cdot 2{,}5 \cdot 420/100 = 420 + 52{,}5 = 472{,}5$ руб/т. Эти расчеты показывают, что объективная цена добываемого шахтой угля должна быть больше принятой при существующей системе стимулирования при базовом варианте в $600{,}9/420 = 1{,}43$ раза, а при новом варианте в $701/472{,}5 = 1{,}48$ раза. При этом доплата за снижение зольности угля с 25 % до 20 % должна быть не 52,5, а 100 руб/т. Доплата за снижение зольности на 5 % в соответствии с долей участия шахты в производстве и реализации товарной продукции за рубеж должна быть примерно вдвое больше.

Если добываемый уголь используется для производства электроэнергии, то его цена и ее увеличение при снижении зольности также могут быть установлены в соответствии с долей участия шахты в производстве и реализации электроэнергии на основе определения величины извлекаемой ценности угля при разной зольности и затрат на его добычу и переработку.

Допустим, что при базовом варианте разработки месторождения энергетических углей зольность составляет 40 %, отпускная цена 275,6 руб/т, а цена добытого угля с зольностью 30 % при существующей системе добавок за снижение зольности на 10 % равна 367,5 руб/т, т.е. цена угля увеличивается на 91,9 руб/т. Если этот уголь без обогащения продается на ТЭЦ и если затраты на добычу равны 300 руб/т, а затраты на электростанции тоже 300 руб/т, то общие затраты на добычу угля и производство электроэнергии при

базовом варианте составят 600 руб/т. При этом извлекаемая ценность угля базового варианта определится как

$$ц_{дб}=1000\frac{T_б ц_э}{T_{ут}\delta_{ут}}=1000\frac{5820\cdot 0,5}{7000\cdot 0,32}=1299 \text{ руб/т.}$$

Прибыль равна $П_{рб}$ = 1299 – 600 = 699 руб/т.

При новом варианте извлекаемая ценность будет равна

$$ц_д=1000\frac{6790\cdot 0,5}{7000\cdot 0,32}=1516 \text{ руб/т,}$$

а затраты на добычу и сжигание угля

$$с_д=310+300\cdot\frac{0,6}{0,7}=567 \text{ руб/т.}$$

Удельная прибыль равна $П_р$ = 1516 – 567 = 945 руб/т или больше на 246 руб/т по сравнению с базовым вариантом.

При разработке малозольных углей экономическое значение зольности не так велико. Поэтому, если некоторое увеличение зольности при разработке таких пластов позволяет увеличить производственную мощность шахты и снизить себестоимость добычи, например, благодаря частичному вовлечению в эксплуатацию дополнительных запасов с повышенной зольностью, то это может оказаться весьма эффективным мероприятием. Однако это должно быть детально обосновано в каждом конкретном случае с учетом изменения извлекаемой ценности, а также последствий влияния теплотворной способности на эффективность производства электрической и тепловой энергии. Доплаты и скидки к цене угля также должны устанавливаться с учетом этих последствий дифференцированно, причем не только для каждой шахты, но и для каждого пласта, если добываемые на этих шахтах и в предела пластов угли отличаются по зольности. Аналогично этому другие доплаты или скидки к цене углей — за влажность, сернистость и т.п. — должны определяться не в процентах от себестоимости добычи, а в процентах от отпускной цены в полном соответствии с их экономическим значением и влиянием на эффективность следующих после добычи процессов обогащения, переработки и использования угля.

6.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ АНТРАЦИТОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭЛЕКТРОДОВ, И ЗАТРАТ НА ИХ ПРОИЗВОДСТВО

Некоторая часть добываемых высококачественных антрацитов, в частности, на шахтах Восточного Донбасса, используется для производства термоантрацитов и электродной продукции. Производство электродной продукции осуществляется путем многостадийной переработки высококачественных антрацитов по следующей технологической схеме. Сначала добываемый уголь (горная масса) обогащается на обогатительной фабрике, затем товарный антрацит прокаливается в трубчатых или шахтных печах на металлургических заводах черной металлургии. Получаемый в результате прокаливания термоантрацит при тепловой обработке его совместно с графитом превращается в термомассу, которая идет на производство электродной продукции.

Так, антрациты, добываемые на шахте «Дальняя» ОАО «Гуковуголь» или на шахте «Обуховская», после обогащения имеют зольность 5—6 %. Они служат лучшим сырьем для Новочеркасского электродного завода. Производство электродной продукции на этом заводе ведется на основе получаемых из антрацитов термоантрацитов. Прокаливание антрацитов в трубчатых печах осуществлялось обычно на Красносулинском металлургическом заводе и на двух заводах Украины. При этом выход термоантрацита составляет примерно 0,7 т/т. При прокаливании антрацита в шахтных печах выход термоантрацита равен 0,6 т/т. В процессе производства электродной продукции к термоантрациту добавляют примерно 30 % графита, в результате чего выход электродной массы несколько увеличивается и достигает 1,2 т/т термоантрацита. При переработке электродной массы выход электродов 0,94 т/т. Благодаря такой технологии извлекаемая ценность антрацита повышается в несколько десятков раз.

При производстве электродной продукции ценность антрацита увеличивается в несколько раз, причем тем больше, чем больше стадий его переработки. Проследим увеличение ценности и затрат на тонну антрацита в процессе его переработки по стадиям производства.

Извлекаемая ценность добытого антрацита в данном случае должна определяться с учетом всех дальнейших стадий его перера-

ботки по выходу продукта в долях единицы и стоимости конечных продуктов основных производственных стадий.

С учетом стадии обогащения извлекаемая ценность антрацита будет равна (руб/т)

$$ц_{до} = \gamma_{ту} ц_{ту},$$

где $ц_{до}$—извлекаемая ценность угля с учетом обогащения, руб/т; $\gamma_{ту}$ — выход товарного угля, т/т; $ц_{ту}$ — цена товарного угля, руб/т.

Себестоимость добычи и обогащения угля определим по формуле (руб/т)

$$с_{до} = \frac{1-Р}{1-П}(А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_о,$$

где Р — разубоживание, доли ед.; П — потери, доли ед.; $А_1$ — затраты на погашение геологоразведочных работ, руб/т; $А_2$ — затраты на амортизацию, руб/т; $А_3$ — затраты на горно-подготовительные и нарезные работы (все эти статьи в расчете на 1 т балансовых запасов), руб/т; $А_4$ — затраты на добычу, руб/т; $А_о$ — затраты на обогащение (в расчете на 1 т добытого угля), руб/т.

С учетом стадии термообработки извлекаемая ценность антрацита при производстве термоантрацита будет равна (руб/т)

$$ц_{дта} = \gamma_{ту}\, \gamma_{та} ц_{та},$$

где $\gamma_{та}$ — выход термоантрацита, т/т; $ц_{та}$ — цена термоантрацита, руб/т.

Затраты на добычу, обогащение и производство термоантрацита определятся по формуле (руб/т)

$$с_{дта} = \frac{1-Р}{1-П}(А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_о + \gamma_{ту} А_{та},$$

где $А_{та}$ — затраты на производство термоантрацита из обогащенного антрацита, руб/т.

С учетом стадии производства из термоантрацита термомассы извлекаемая ценность равна (руб/т)

$$ц_{дтм} = \gamma_{ту}\, \gamma_{та}\, \gamma_{тм}\, ц_{тм},$$

где $\gamma_{тм}$ — выход термомассы, т/т; $ц_{тм}$ — цена термомассы, руб/т.

Затраты на добычу, обогащение, производство термоантрацита и производство термомассы определяются по формуле (руб/т)

$$с_{дтм} = \frac{1-Р}{1-П}(А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_о + \gamma_{ту} А_{та} + \gamma_{ту}\gamma_{та} А_{тм},$$

где $А_{тм}$ — затраты на производство термомассы, руб/т.

С учетом стадии производства из термомассы электродной продукции извлекаемая ценность равна (руб/т)

$$ц_{дэп} = \gamma_{ту}\gamma_{та}\gamma_{тм}\gamma_{эп} ц_{эп},$$

где $ц_{дэп}$ — извлекаемая ценность антрацита при производстве электродной продукции, руб/т; $\gamma_{эп}$ — выход электродной продукции, т/т; $ц_{эп}$ — цена электродной продукции, руб/т.

Затраты на добычу, обогащение, производство термоантрацита, термомассы и производство электродной продукции в расчете на 1 т добытого угля определятся по формуле (руб/т)

$$с_{дэп} = \frac{1-Р}{1-П}(А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_о + \gamma_{ту} А_{та} + \gamma_{ту}\gamma_{та} А_{тм} + \gamma_{ту}\gamma_{та}\gamma_{тм} А_{эп},$$

где $А_{эп}$ — затраты на производство электродной продукции, руб/т.

Если электродная продукция продается за рубеж, то цена электродов определится, как $ц_э = ц_{скв} К_п$, где $ц_{скв}$ — цена в СКВ, долл/т; $К_п$ — коэффициент перевода СКВ в рубли. Если конечной продукцией является электродная продукция, то извлекаемую ценность антрацита можно установить по формуле (руб/т)

$$ц_д = \gamma_о \gamma_{та}\gamma_{тм}\gamma_{эп} ц_{эп},$$

где $\gamma_о$ — выход концетрата при обогащении угля; $ц_{эп}$ — цена электродной продукции, долл/т.

К затратам на производство необходимо добавить затраты, связанные с экспортом.

В зависимости от стадии добычи и переработки извлекаемая ценность антрацита очень сильно отличается. Чем выше стадия переработки, тем больше извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого. Допустим, применительно к условиям шахты «Дальняя» и Новочеркасского электродного завода отпускная цена добытого антрацита при себестоимости добычи 298 руб/т равна примерно 311 руб/т, обогащенного 450 руб/т, термоантрацита 200 долл/т, электродной термомассы 320 долл/т, электродной продук-

ции 700 долл/т, а выход продукции $\gamma_о = 0,83$, $\gamma_{тэ} = 0,7$; $\gamma_{эм} = 1,2$; $\gamma_э = 0,94$. Тогда извлекаемая ценность добываемого и перерабатываемого антрацита будет равна:

а) на стадии добычи около 311 руб/т;

б) на стадии обогащения

$ц_д = 0,83 \cdot 450 = 375$ руб/т;

в) на стадии получения термоантрацита

$ц_д = 0,83 \cdot 0,7 \cdot 200 \cdot 29 = 3370$ руб/т;

г) на стадии получения электродной термомассы

$ц_д = 0,83 \cdot 0,7 \cdot 1,2 \cdot 320 \cdot 29 = 6470$ руб/т;

д) на стадии получения электродов

$ц_д = 0,83 \cdot 0,7 \cdot 1,2 \cdot 0,94 \cdot 700 \cdot 29 = 13304$ руб/т.

Если при обогащении извлекаемая ценность антрацита увеличилась незначительно (всего на 20,5 %), то на стадии получения термоантрацита она возросла в 10,8 раза, на стадии получения электродной термомассы и стадии получения электродной продукции — соответственно в 20,8 и в 43 раза. Поэтому для повышения эффективности работы угольных шахт необходимо шире использовать перерабатывающие антрацит предприятия и находить рынки сбыта электродной продукции.

Все процессы переработки не настолько трудоемки, чтобы цена за конечную продукцию так превосходила начальную. Эта разница должна интересовать угольщиков, способствовать переходу отрасли на новые комплексы производственных формирований, содержащих в своем составе не только добывающие (шахты), но и другие предприятия, осуществляющие все процессы переработки антрацита. Это позволит развиваться угольной отрасли, создаст новые рабочие места, поможет своевременно выплачивать налоги государству.

Расчеты показывают, что на стадиях переработки угля можно обеспечить получение ценности, в несколько раз превышающей себестоимость добычи. Даже очень дешевый процесс прокаливания антрацита в трубчатых печах для получения термоантрацита позволит почти в 4 раза повысить извлекаемую ценность 1 т добытого антрацита.

6.6. ОЦЕНКА КАЧЕСТВА КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАТРАТ НА ИХ ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ

Оценка качества коксующихся углей, как и других углей, в зависимости от уровня решения задачи должна осуществляться с учетом того или иного количества стадий их добычи и переработки. В огромной степени оценка качества коксующихся углей и эффективности их разработки зависит от того, до какой стадии осуществляются расчеты.

Минимальные ценность и эффективность добычи любого минерального сырья, в том числе добываемого коксующегося угля, получается, если расчеты осуществляются только по результатам добычи. Именно потому, что при этом обычно не учитываются эффекты последующих стадиях переработки минерального сырья и использования конечной продукции, большинство горных предприятий считаются нерентабельными. Учет только первой стадии переработки сырья — обогащения — позволяет осуществлять оценку более правильно. Полная и достоверная оценка может быть обеспечена лишь при учете всех последующих стадий переработки и использования конечной продукции, полученной из минерального сырья.

Особое внимание должно быть уделено влиянию качества минерального сырья на эффективность стадий его переработки. Применительно к условиям разработки коксующихся углей необходимо иметь в виду, что при их обогащении выход концентрата и промпродукта в большой мере зависит от зольности. Так, при изменении зольности с 40 до 30 % выход концентрата увеличивается на 12,5 %, промпродукта на 4,2. Средние показатели качества, например, на Донецкой ЦОФ составляют: зольность 9,5 %, сера 2,0 %. После обогащения угольный концентрат поступает на металлургический комбинат, где сначала проходит стадию коксования. Средний выход металлургического кокса (> 25 мм) — 93—94 %. В процессе коксования угольная шихта теряет 300—330 м³ летучих/т шихты. При коксовании приблизительно половина серы уходит с коксовым газом, главным образом в виде сероводорода. Часть сульфидной серы вымывается водой при тушении готового кокса. В среднем, содержание серы в коксе на 18—20 % меньше, чем в угольной шихте, поэтому содержание серы в коксе составляет 1,6 %.

Следующая стадия использования угля — получение чугуна. Качество кокса во многом влияет на ход доменных печей и расход кокса. Считается, что каждый процент увеличения зольности кокса приводит к снижению производительности доменных печей на 1—2 % и повышению удельного расхода кокса на 1,2—2,0 %. При увеличении содержания серы в коксе на 0,1 % удельный расход кокса в среднем возрастает на 0,3—0,8 %, а производительность доменных печей снижается на 0,3—0,8 %. С учетом качества поставляемого концентрата при базовом варианте на Алчевском металлургическом комбинате расход кокса составляет 580 кг/т чугуна, при снижении зольности экономия кокса составляет 3,2 %, производительность доменной печи увеличивается на 3 %, что дает экономию в 29,2 руб на 1 т чугуна.

Наиболее важные показатели, характеризующие качество коксующихся углей, — сернистость и зольность, от которых в значительной мере зависят показатели коксохимического и доменного производств.

Извлекаемая ценность добываемого коксового угля в зависимости от стадии его переработки и использования определится по формулам:

а) после обогащения угля

$$Ц_{до} = \gamma_о Ц_{до};$$

б) после получения из товарного угля кокса

$$Ц_{дк} = \gamma_о \gamma_к Ц_{дк};$$

в) после получения чугуна

$$Ц_{дч} = \gamma_о \gamma_к \gamma_ч Ц_{дч};$$

г) после получения стали

$$Ц_{дс} = \gamma_о \gamma_к \gamma_ч \gamma_с Ц_{дс};$$

д) после получения проката

$$Ц_{дп} = \gamma_о \gamma_к \gamma_ч \gamma_с \gamma_п Ц_{дп},$$

где $\gamma_о$, $\gamma_к$, $\gamma_ч$, $\gamma_с$, $\gamma_п$ — соответственно выход товарного угля после обогащения, выход металлургического кокса, идущего на производство чугуна, выход чугуна при использовании кокса, выход стали из 1 т чугуна, выход проката из 1 т стали, доли ед.; $Ц_{до}$, $Ц_{дк}$, $Ц_{дч}$, $Ц_{дс}$, $Ц_{дп}$ — отпускная цена 1 т товарного угля (после обогащения), кокса, чугуна, стали, проката, руб/т.

Величина извлекаемой ценности коксующихся углей должна на каждой стадии переработки соизмеряться с эксплуатационными затратами. Затраты определятся по формулам (руб/т):

а) на стадии добычи

$$c_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4;$$

б) на стадии обогащения

$$c_{до} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5;$$

в) на стадии производства кокса

$$c_{док} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + \gamma_о A_6;$$

г) на стадии производства чугуна

$$c_{докч} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + \gamma_о A_6 + \gamma_о \gamma_к \delta_ч A_7;$$

д) на стадии производства стали

$$c_{докчс} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + \gamma_о A_6 + \gamma_о \gamma_к \delta_ч A_7 + \gamma_о \gamma_к \gamma_ч \delta_с A_8.$$

В этих формулах приняты следующие обозначения: A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение ГРР, на амортизацию основных средств, на горно-подготовительные работы, руб/т балансовых запасов; A_4 — затраты на последующие процессы добычи, руб/т добываемого полезного ископаемого; A_5 — затраты на обогащение добытого полезного ископаемого, руб/т; A_6 — затраты на производство кокса, руб/т обогащенного угля; A_7 — затраты на производство чугуна, руб/т; A_8 — затраты на производство из чугуна стали, руб/т; П и Р — потери и разубоживание коксующегося угля при добыче, доли ед.; $\delta_ч$ — доля кокса в общих затратах на стадии производства чугуна, доли ед.; $\delta_с$ — доля кокса в общих затратах на стадии производства стали, доли ед.

Анализ извлекаемой ценности коксующихся углей и затрат на их добычу и переработку позволяет выявить непосредственную

зависимость получаемой прибыли от качества добываемого угля на всех стадиях (в том числе с учетом транспортных расходов). Поэтому возможность улучшения качества добываемых углей при применении соответствующей технологии разработки имеет большое экономическое значение.

6.7. ОЦЕНКА КАЧЕСТВА АНТРАЦИТОВ ПРИ МНОГОЦЕЛЕВОМ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИИ И ЗАТРАТ НА ИХ ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ

Оценивая качество добываемых углей, необходимо учитывать, что уголь — это не только топливо. Уголь является многоцелевым минеральным сырьем. Фактически ни одно промышленное производство не обходится без угля. При переработке углей и с их использованием производят сорбенты, кокс, электрическую и тепловую энергию, чугун, сталь, карборунд, карбид кальция, термоантрацит, термомассу, электродную продукцию, бензин, солярку и многие другие продукты. Эффективность производства этих и многих других продуктов зависит не только от затрат на добычу угля, но и от его качества.

В ряде случаев, например, при производстве кокса, электродной продукции, сорбентов качество угля имеет значительно большее значение, чем себестоимость добычи. Оценивать уголь необходимо комплексно, учитывая ценность угля в конечном продукте предприятий, использующих уголь. Необходимо также иметь в виду то, что уголь с одной шахты может поставляться нескольким потребителям, по-разному использующим его, т.е. необходимо принимать в расчет ценности угля весь спектр потенциальных прибылей от его использования.

Для учета этих факторов можно использовать формулу суммарной ценности полезного ископаемого, добываемого одним предприятием и поставляемого нескольким различным потребителям (руб/т)

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \delta_i ц_{дi},$$

где δ_i — доля добытого полезного ископаемого поставляемого i-му потребителю; $ц_{дi}$ — извлекаемая ценность доли полезного ископаемого, используемого i-м потребителем, руб/т; n — число потребителей, которым одновременно поставляется полезное ископаемое с одного добывающего предприятия.

Рассмотрим в качестве примера антрацит, который добывают и обогащают на шахте ОАО «Обуховская». Обогащенный и разделенный по фракциям антрацит на данном предприятии поставляется следующим потребителям:

1. Часть некоторых фракций угля отпускается работникам шахты и пенсионерам по льготным ценам (руб/т)

$$ц_{д1} = \sum_{j=1}^{m} \delta_{1j} \gamma_{туj} ц_{1j},$$

где δ_{1j} — часть j-й фракции предназначенная для пайкового угля; $\gamma_{туj}$ — выход j-й товарной угольной фракции; $ц_{1j}$ — льготная цена j-й угольной фракции, руб; m — число товарных угольных фракций, выпускаемых ОАО «Обуховская» (m = 6).

2. Часть некоторых фракций угля поставляется на Новочеркасскую ГРЭС. Ценность этой части товарного угля определяется по формуле (руб/т)

$$ц_{д2} = \sum_{j=1}^{m} \delta_{2j} \gamma_{туj} (1-\varphi) \gamma_{ээ} ц_{ээ},$$

где δ_{2j} — доля j-й фракции, поставляемой на Новочеркасскую ГРЭС; φ — доля потерь электроэнергии в распределительных сетях, φ = 0,15 ÷ 0,2; $ц_{ээ}$ — отпускная цена электроэнергии потребителям, руб/квт-ч; $\gamma_{ээ}$ — выход электроэнергии при сгорании одной тонны антрацита, равный

$$\gamma_{ээ} = \frac{\gamma'_{ээ} Q_а}{Q_{ут}},$$

где $\gamma'_{ээ}$ — выход электроэнергии при сгорании 1 т условного топлива, квт-ч/т; $Q_а$ — теплота сгорания 1 кг антрацита, $Q_а$ = = 8500 ккал/кг; $Q_{у.т}$ — теплота сгорания 1 кг условного топлива, $Q_{у.т}$ = = 7 000 ккал/кг.

3. Часть некоторых фракций антрацита экспортируется (за СКВ) за рубеж. Ценность этой доли товарного угля определится по формуле (руб/т)

$$ц_{дз}=\sum_{j=1}^{m}\delta_{3j}\gamma_{туj}ц_{3j},$$

где $ц_{3j}$ — экспортная отпускная цена j-й угольной фракции, руб/т.

4. Часть фракций угля поставляется на термообработку на Новочеркасский электродный завод. Извлекаемая ценность угля при производстве из него электродной продукции может быть определена по формуле (руб/т)

$$ц_4=\sum_{j=1}^{m}\delta_{4j}\gamma_{о}\gamma_{туj}\gamma_{та}\gamma_{тм}\gamma_{эп}ц_{эп},$$

где $\gamma_{та}$ — выход термоантрацита при обжиге его в трубчатых печах, т/т; $\gamma_{тм}$ — выход термомассы при дальнейшей переработке термоантрацита, т/т; $\gamma_{эп}$ — выход электродной продукции из термомассы, т/т; $ц_{эп}$ — отпускная цена электродной продукции, руб/т.

Для определения величины потенциальной прибыли, которую можно получить при использовании антрацита шахты ОАО «Обуховская», необходимо определить затраты на добычу, обогащение, переработку и использование 1 т антрацита. При этом следует учесть все стадии переработки угля при его использовании каждым потребителем. Затраты на 1 т антрацита шахты ОАО «Обуховская» в соответствии с каждым потребителем определятся следующим образом.

На первую часть добычи угля затраты составят (руб/т)

$$c_{д1}=\left[\frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_о A_п\right]\delta_1,$$

где П и Р — потери и разубоживание угля, доли ед.; A_1 — погашение геологоразведочных работ, руб/т; A_2 — затраты на амортизацию, руб/т; A_3 — затраты на вскрытие и подготовку шахтного поля, руб/т; A_4 — затраты на добычу угля, руб/т; $A_о$ — затраты на обогащение угля, руб/т; $\gamma_о$ — выход товарного угля при обогащении, т/т; $A_п$ — затраты на доставку пайкового угля потребителю, руб/т; δ_1 — доля пайкового угля в общей добыче, доли ед.

На вторую часть добычи угля затраты определятся по формуле (руб/т)

$$c_{д2}=\left[\frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_о\gamma_{ээ}A'_2\right]\delta_2,$$

где A'_2 — затраты на производство и распределение потребителям электроэнергии, получаемой от сжигания угля, руб/т; δ_2 — доля угля, потребляемого ГРЭС, в общей добыче, доли ед.

На третью часть добычи затраты составят (руб/т)

$$c_{д3}=\left[\frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_о A'_3\right]\delta_3,$$

где A'_3 — затраты на экспорт угля, руб/т; δ_3 — доля экспортируемого угля в общей добыче, доли ед.

На четвертую часть добычи угля затраты будут равны(руб/т)

$$c_{д4}=\left[\frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_о+\gamma_о\gamma_{та}A_{та}+\gamma_{тм}A_{тм}+\gamma_{эп}A_{эп}\right]\delta_4,$$

где $A_{та}$ — затраты на производство термоантрацита, руб/т; $A_{тм}$ — затраты на производство термомассы, руб/т; $A_{эп}$ — затраты на производство электродной продукции, руб/т; δ_4 — доля угля, идущего на производство электродной продукции, доли ед.

Общую величину потенциальной прибыли от разработки и использования месторождения антрацитов можно определить по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с}П_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_р}\sum_{i=1}^{n}\delta_{it}A_{2t}(ц_{дit}-c_{дit})\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{ci}}К_{ti}(1+E_к)^{t_с-1},$$

где n — число предприятий по добыче, обогащению и использованию антрацитов; $t_р$ — срок разработки месторождения, лет; t_{ci} — срок строительства i-го объекта — предприятия по добыче, обогащению и использованию антрацитов (горного предприятия), обогатительной фабрики, коксохимического завода, завода электродной продукции, электростанции и других предприятий по использованию антрацитов, лет; $П_{рг_t}$ — годовая прибыль в t-й год, руб/год; A_{2_t} — производственная мощность шахты в t-й год, т/год;

$ц_{дit}$ — извлекаемая ценность антрацита, использованного *i*-м потребителем в *t*-й год, руб/т; $с_{дit}$ — затраты при *i*-м варианте использования антрацита в *t*-й год, руб/т; *E* — коэффициент дисконтирования затрат во времени, доли ед.; $К_{пi}$ — необходимые капиталовложения в *t*-й год на строительство *i*-го предприятия по использованию антрацита, руб/год; $E_к$ — ставка банковского процента на кредит, доли ед.

С помощью данной методики комплексной оценки рентабельности угольных шахт можно на основе показателя прибыли найти пути существенного повышения эффективности использования угольных месторождений.

ГЛАВА 7

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

7.1. ОСНОВОПОЛАГАЮЩИЕ МАТЕРИАЛЫ

Проектирование новых рудников, а также реконструкция, расширение и техническое перевооружение действующих горных предприятий, как и всех других предприятий, осуществляется согласно действующим Инструкциям по разработке проектной документации и смет для промышленного строительства на основе утвержденных схем развития и размещения отраслей народного хозяйства и отраслей промышленности и схем развития и размещения производительных сил по экономическим районам. В составе этих схем разрабатываются материалы с необходимыми расчетами, обосновывающими целесообразность проектирования, строительства, реконструкции или расширения предприятий, сооружений, определяются расчетная стоимость строительства (реконструкции, расширения) и другие основные технико-экономические показатели объектов.

При проектировании предприятий должны учитываться решения, принимаемые в схемах и проектах районной планировки, в схемах генеральных планов групп предприятий с общими объектами промышленных узлов и проектах планировки и застройки городов и других населенных пунктов. Материалы решений, расчетов и обоснований целесообразности строительства или реконструкции объектов, входящих в состав схем развития и размещения, в проекты планировки и генеральные планы, представляют собой основную часть исходных материалов для проектирования.

При разработке проектно-сметной документации необходимо руководствоваться нормативными актами по капитальному строительству, в том числе:

- ♦ нормативными документами по проектированию и строительству, утвержденными Госстроем РФ, нормативными документами, связанными с проектированием и строительством, утвержденными министерствами и ведомствами, органами государственного надзора и общественными организациями по согласованию с Госстроем РФ;
- ♦ государственными стандартами;
- ♦ документами по основным направлениям в проектировании объектов соответствующих отраслей;
- ♦ нормами технологического проектирования;

♦ общесоюзным строительным каталогом типовых сборных железобетонных, металлических, деревянных, асбоцементных конструкций, изданным для всех видов строительства, и территориальными каталогами типовых строительных конструкций, изданными для промышленного, сельскохозяйственного и жилищно-гражданского строительства, утвержденных Госстроем;

♦ каталогами на все виды оборудования, приборов и др.;

♦ ведомственными каталогами для специализированных видов строительства, утвержденными министерствами и ведомствами по согласованию с Госстроем;

♦ межотраслевыми требованиями и нормативными материалами по НОТ, утвержденными Госкомтрудом, Госстроем, профсоюзными органами и разработанными на их основе отраслевыми документами.

Обычно перечень необходимых для проектирования исходных данных представляется проектным институтом заказчику, который обеспечивает их выдачу генпроектировщику вместе с заданием на проектирование. Важнейшие исходные материалы приводятся в задании на проектирование. В частности, основание для проектирования (обычно это постановление Правительства, приказ отраслевого министерства и др.), установленная стадийность проектирования, варианты производственной мощности предприятия и других проектных решений, очередность ввода в эксплуатацию пусковых комплексов и объекта в целом, сроки строительства по очередям, качество продукции и сведения о ее потребителях, капитальные затраты и срок их окупаемости, себестоимость продукции и производительность труда и др.

Вместе с заданием на проектирование заказчик передает проектной организации геологический отчет по месторождению, отчеты по инженерным изысканиям и научно-исследовательским работам для данного месторождения, исходные данные по оборудованию, сведения о зданиях, сооружениях, коммуникациях на участке строительства, утвержденный акт о выборе строительной площадки с материалами согласования места расположения предприятия, строительный паспорт участка, технические условия на присоединение предприятия к источникам снабжения сырьем, материалами, газом, топливом, водой, данные о состоянии водоемов, почвы и атмосферы, а также другие материалы, отмеченные в договорах на проектные и изыскательские работы.

Сведения о природно-экономических условиях района, его энергетических, водных, топливных, трудовых и других ресурсах проектные институты получают от местных и центральных органов, которые разрабатывают перспективный план развития народного хозяйства района.

При проектировании должны использоваться сведения о ценах на материалы, электроэнергию, топливо, строительные конструкции, руду и концентраты различного качества. Значения ряда необходимых стоимостных величин принимаются либо по данным практики, либо определяются на основе специальных сметных расчетов и калькуляций. Многие технические и технологические показатели принимают по нормам технологического проектирования или на основе данных практики с учетом тенденций технического прогресса. Широко применяются прейскуранты и укрупненные сметные нормативы (УСН), строительные нормы и правила (СНиП), типовые методики оценки эффективности капиталовложений, типовые методические указания, а также правила технической эксплуатации (ПТЭ), правила техники безопасности (ПТБ) и др.

От организаций санитарно-эпидемиологической и гидрометеорологической служб заказчик и генпроектировщик получают исходные данные, характеризующие естественное состояние водоемов, атмосферного воздуха, почвы и других природных ресурсов. Эти материалы необходимы, в частности, для проектирования мероприятий по охране окружающей природной среды.

Сроки строительства пусковых комплексов, объекта в целом и освоения проектной мощности обосновываются в соответствии с существующими инструкциями.

7.2. ДАННЫЕ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Материалы геологоразведочных работ должны давать полное представление о рельефе поверхности и горно-геологических условиях месторождения, его запасах и качестве руды, основных параметрах рудных залежей, свойствах руды и вмещающих пород, гидрогеологических условиях и т.д.

Топографическая основа поверхности должна быть представлена топографической картой района в масштабе от 1:10 000 до 1:50 000, топографическим планом участка месторождения в масштабе от 1:500 до 1:5000 и промплощадки в масштабе не более 1:1000 с нанесением горизонталей, зданий, дорог, устьев горных выработок.

Сводный геологический отчет должен быть составлен по результатам детальной разведки, а для реконструируемых предприятий — по результатам эксплуатационных работ и содержать технико-экономическую характеристику района, геологическое описание месторождения с подробной характеристикой и подсчетом его запасов по контурам, характеристикой качества полезных ископаемых (угля, руд) и физико-химических свойств пород, основного и совместно с ним залегающих других полезных ископаемых, сведения о возможных путях их комплексного использования, о перспективах развития сырьевой базы. Должны быть приведены также сведения о состоянии водоемов, земельных и лесных угодий, о климатических условиях района месторождения и др. Для иллюстрации должны быть приложены геологические карты района и месторождения в масштабе 1:1000, 1:2000, геологические разрезы месторождения в масштабе 1:500 —1:5000, а для реконструируемых предприятий кроме этого — все необходимые маркшейдерские материалы на начало проектирования. Помимо этого необходимы материалы, характеризующие гидрогеологические условия месторождения, проект кондиций и протокол его утверждения ГКЗ, рекомендации по использованию попутных полезных ископаемых и пород.

В зависимости от разведанности месторождения, изученности качества сырья и горно-технических условий разработки запасы разделяются на категории А, В, C_1, и C_2.

Категория А предусматривает изучение запасов с высокой детальностью, что обеспечивает возможную ошибку не более ± 15—20 %.

Категория В предполагает несколько меньшую детальность, обеспечивающую выяснение главных особенностей условий залегания, формы и строения рудных тел. Вероятная ошибка в подсчете запасов этой категории ± 20—30 %.

Категория C_1 характеризуется изученностью лишь в общих чертах. Ошибка подсчета таких запасов ± 30—60 %. Точность подсчета перспективных запасов (категория C_2), предварительно оцененных, составляет обычно от ± 60 до ± 100 %.

Согласно действующей инструкции «Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых», на рудных месторождениях простого строения с выдержанной мощностью рудных залежей и равномерным оруденением

не менее 30 % запасов должно быть разведано по категории А и В, в том числе не менее 10 % по категории А. На рудных месторождениях сложного строения с невыдержанной мощностью или неравномерным оруденением не менее 20 % запасов должно быть разведано до категории В. На рудных месторождениях очень сложного строения с резко изменчивой мощностью рудных тел или исключительно невыдержанным содержанием металлов в руде допускается проектирование на запасах категории C_1, (50 %) и C_2 (50 %).

На угольных месторождениях 1-й группы (простого строения) должны быть разведаны до категории А + В 50 % запасов, в т.ч. по категории А не менее 20 %, 2-й группы — А + В — 50 % и C_1 — 50 % и 3-й группы — 100 % запасов категории C_1.

Для месторождений гнездового типа (ртуть, пьезокварц и некоторые виды камнесамоцветов) утвержденные балансовые запасы должны составлять не менее 20 % сумм балансовых запасов категории C_1 и C_2. Кроме категорий А, В, C_1, C_2, имеются категории P_1, P_2 и P_3, которые учитывают возможность прироста запасов, а также обнаружения в бассейне, районе, рудном поле новых перспективных участков.

Применительно к условиям рудных месторождений соотношение запасов разных категорий обычно, таково, что вероятная ошибка составляет не менее ± 35—40 %. В дальнейшем, при эксплуатации рудника и выполнении эксплуатационной разведки ошибка в подсчете запасов снижается до ± 10—20 % и менее.

В запасы для проектирования горного предприятия входят или все балансовые запасы месторождения или часть их, если размеры месторождения очень велики. Часть балансовых запасов, за вычетом эксплуатационных потерь и охранных целиков, называется извлекаемыми или эксплуатационными запасами. Проектирование и строительство горного предприятия в большинстве случаев может осуществляться и финансироваться только в случае, если его запасы утверждены по категориям А, В и C_1.

Горно-добывающим министерствам и горным предприятиям месторождения передаются для разработки в соответствии с «Положением о порядке передачи разведанных месторождений полезных ископаемых для промышленного освоения». Запасы всех основных видов полезных ископаемых утверждаются в Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Правительстве РФ (ГКЗ).

Расширение и реконструкцию рудника можно проектировать и на основе принятых отраслевой Центральной комиссией по запасам (ЦКЗ) оперативных балансовых запасов категории А, В и C_1, но в количестве, не превышающем 20 % общих запасов этих категорий, утвержденных ГКЗ РФ или ТКЗ (территориальной комиссией по запасам).

Наиболее полно должны быть изучены запасы участков и горизонтов, предназначенных для первоочередного освоения. Материалы о месторождениях передаются геологами горно-добывающим министерствам для промышленного освоения после завершения стадии детальной разведки в объеме, достаточном для проектирования горного предприятия. Месторождения могут передаваться либо целиком, либо по частям.

После передачи месторождения для строительства будущего горного предприятия, но до его начала, выделяется горный отвод. Это выделение юридически оформляется горно-отводным актом. Вопрос о горном отводе решается республиканскими органами Госгортехнадзора.

После составления проектной организацией проекта горного отвода выделяется земельный участок (земельный отвод), который утверждают республиканские, городские и районные административные органы. При этом обязательно учитываются запасы категории C_2 и перспективы их прироста, что важно для определения возможной глубины разработки и увеличения срока эксплуатации рудника, выбора способа вскрытия, строительства зданий, сооружений, подъездных путей, отвалов и т.д.

7.3. ГОРНЫЙ И ЗЕМЕЛЬНЫЙ ОТВОД

Горный отвод — это часть земных недр, предоставляемая для промышленной разработки имеющихся в ней залежей для вновь строящихся и реконструируемых рудников. В процессе проектирования он должен быть предварительно согласован с управлением округа Госгортехнадзора и оформлен до начала строительства рудника в месячный срок после утверждения проекта рудника заказчиком. Проект горного отвода содержит следующие материалы:

1) пояснительную записку, в которой обосновывается необходимость получения горного отвода, характеристику месторождения, сведения о количестве и качестве запасов руд разных категорий, включая перспективные, о застроенности территорий, о качестве земель над горным отводом и их использовании, а также о других (попутных) полезных ископаемых с оценкой целесообразности комплексного освоения их и отходов;

2) геологические карты и разрезы, характеризующие условия залегания запасов, топографический план поверхности с нанесенными на нем границами горного отвода и соседних горных отводов, контурами рудных залежей и их выходами на поверхность, соответствующими сооружениями, горными выработками и скважинами, контурами сельхозугодий и т.п.;

3) выписку из протокола Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых при Правительстве РФ (ГКЗ) с соответствующими таблицами подсчета запасов руды;

4) справку от вышестоящей организации (производственного объединения, министерства) с обоснованием необходимости получения горного отвода.

Обычно разработка месторождения за пределами горного отвода не разрешается. Согласно законодательству Российской Федерации опытно-промышленная разработка месторождения или его части разрешается без предоставления горного отвода. В том случае, когда специальным решением Правительства РФ разрешена сдача месторождения в эксплуатацию без утверждения запасов в ГКЗ, для получения горного отвода по его проекту требуется заключение территориального геологического управления.

После составления проектной организацией проекта горного отвода и утверждения Госгортехнадзором республики горно-отводного акта оформляется государственный акт на право пользования земельным участком — земельный отвод.

Отвод земельных участков для пользования горно-добывающим предприятием производится на основании постановления администрации области или правительства республики. При оформлении земельного отвода представляются следующие материалы: утвержденный акт о выборе промплощадки для строительства рудника с обоснованием потребной площади земли, расчетом убытков от изъятия этой земли; решение исполнительного органа районной или областной администрации с согласованием акта выбора пром-

площадки и площадки для гражданского строительства; решение министерства сельского хозяйства республики об обоснованности потребности в земельном отводе, проект горного отвода и утвержденный горно-отводный акт, утвержденный заказчиком проект (рабочий проект) на строительство рудника и рабочего поселка.

Проект земельного отвода подготавливается проектной организацией в увязке с проектом горного отвода в период разработки и утверждения проекта (рабочего проекта) рудника.

7.4. ФОРМИРОВАНИЕ ИСХОДНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

Все принимаемые к расчету технико-экономические показатели должны быть сопоставимы по применимости их к горно-геологическим и горно-техническим условиям проектируемого рудника по времени их использования (они должны соответствовать одному периоду времени), по качеству и количеству производимой продукции, по глубине разработки, масштабу работ и т.д.

Исходные показатели могут быть разделены на горно-технические и горно-экономические. Горно-технические — это данные, характеризующие эксплуатационные условия месторождения, состояние устойчивости и размеры горных выработок, технические характеристики зданий, сооружений, оборудования, параметры технологии горных работ и др. При отборе этих данных важно обеспечить полное соответствие их условиям разработки проектируемого рудника. Любая техническая характеристика, полученная на основе теоретических расчетов или по методу аналогии, на основе опыта другого подобного предприятия, по нормам технологического проектирования должна быть обязательно уточнена с учетом особенностей и отличий проектируемого объекта. На достоверность горно-технических данных огромное влияние оказывает точность определения горно-геологических условий и параметров месторождения, а иногда — уровень квалификации кадров, организация работ, климатические условия, отдаленность и др.

Горно-экономические показатели — это все стоимостные данные (себестоимость различных видов работ, вплоть до себестоимости добычи и переработки руды в целом, удельные расходы материалов, энергии, трудовых ресурсов, удельные капиталовложения и т.п.).

Эти показатели устанавливаются на основе соответствующих нормативных данных по удельным капиталовложениям, удельным расходам, согласно действующим отпускным ценам, нормам выработки, расходам материалов, энергии, тарифным ставкам, расценкам и т.д. На основе нормативных данных определяются сметные стоимости и удельные капитальные затраты, а также другие экономические показатели применительно к конкретным условиям проектируемого рудника.

Показатели, принятые на основе практических данных аналогичных предприятий даже в совершенно одинаковых горно-геологических условиях, должны быть приведены в сопоставимый вид с учетом производственной мощности, глубины разработки и других факторов.

Как показывает анализ фактических данных по рудникам, на разных месторождениях эти факторы влияют неодинаково. Например, на железорудных шахтах Кривого Рога на глубинах более 1200 м при увеличении глубины разработки на 100м себестоимость добычи возросла в 3 раза по сравнению с глубинами 650—900 м, а на глубинах 1300—1500 м — в 4 раза. На железорудных шахтах Урала и Горной Шории это увеличение себестоимости добычи с глубиной было вдвое меньше.

Затраты на добычу руды (руб/т) в зависимости от глубины разработки могут быть определены следующим общим выражением

$$c_д = c_{дб} + \Delta c_д \left(\frac{H - H_б}{100} \right),$$

где $c_{дб}$ и $c_д$ — себестоимость добычи руды при базовой глубине разработки $H_б$ и при глубине H; $\Delta c_д$ — увеличение затрат на каждые 100 м глубины разработки, руб/т.

Для сопоставимых по мощности предприятий затраты на добычу руды (или добычу и переработку, руб/т) можно определить по формуле

$$c_д = c_{дб} - \varphi \left(1 - \frac{A_б}{A} \right) c_{дб},$$

где φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи при производственной мощности рудника $A_б$, доли ед.; A — производственная мощность рудника, которой соответствует искомый показатель $c_д$.

Доля условно-постоянных затрат в себестоимости подземной добычи изменяется в пределах от 0,4 до 0,8, в среднем составляя 0,6 (чем крупнее предприятие, тем меньше доля).

Обычно в зависимости от производственной мощности рудника A текущие затраты на добычу руды (руб/т) на основе статистической обработки данных определяют формулой вида

$$c_д = a + \frac{B}{A},$$

где a — коэффициент, характеризующий условно-пропорциональные затраты в себестоимости добычи; B — коэффициент, характеризующий сумму годовых условно-постоянных затрат.

Аналогично, текущие затраты на переработку руды (руб/т) на обогатительной фабрике определяют формулой

$$c_о = a_о + \frac{B_о}{A}.$$

Величину удельных капитальных затрат также можно представить в виде суммы двух частей, из которых одна практически не зависит от мощности предприятия, а вторая уменьшается обратно пропорционально производственной мощности рудника.

Если при прочих равных условиях на предприятии-аналоге применяется иная техника или технология горных работ, то показатели также должны быть приведены в сопоставимый вид с учетом этой разницы. Например, если на новом проектируемом руднике предусматривается применить закладку выработанного пространства, то затраты должны быть соответственно увеличены. На железорудных шахтах это увеличение составляло 1—1,5 руб/т, а на рудниках цветной металлургии от 1 до 3 руб/т.

В случае перехода на новом или реконструируемом руднике на технологию с самоходным оборудованием, необходимо иметь в виду, что по сравнению с традиционным переносным оборудованием это позволяет в 1,5 — 3 раза повысить производительность труда забойных рабочих. Согласно данным Е.И. Миронова по 60 рудникам, это увеличение различно при разных системах разработки (табл. 7 1).

Вместе с тем, удельные капитальные затраты должны быть значительно увеличены. Применение самоходного оборудования в ряде случаев привело к росту затрат на амортизацию в 2—3 раза.

Таблица 7.1

Системы разработки	Очистные работы, т/чел.-смену		Проходка, м³/чел.-смену	
	самоходное оборудование	переносное оборудование	самоходное оборудование	переносное оборудование
Камерно-столбовая	40—80	20—60	4—16	3—8
Этажно-камерная	30—100	20—50	4—9	2—3
Подэтажные штреки	30—70	20—40	4—7	3
Подэтажное обрушение	30—50	20—30	4—7	2—3
Этажное обрушение	100—150	50—90	6—8	3
Сплошная слоевая с закладкой	25—35	14	3	2

При обосновании исходных данных большой интерес представляет также учет возможного влияния на технико-экономические показатели работы рудников не только изменения природных условий, но и технического прогресса.

В каждом конкретном проекте показатели себестоимости добычи и удельных капитальных затрат должны определяться конкретными расчетами на основе действующих расценок, норм расхода материалов, энергии, топлива, составления смет и т.д.

Затраты по процессам могут быть установлены на основе простейших зависимостей.

1. Затраты на транспорт (руб/т-км)

$$c_т = c_1 + \frac{c_2}{l},$$

где c_1 — постоянная составляющая затрат на транспорт; c_2 — часть затрат на транспортировку, зависящая от длины; l — средняя длина транспортировки, км.

2. Затраты на подъем и водоотлив (руб/т)

$$S_п = 0{,}01 H c_п, \quad S_в = 0{,}01 H \varphi c_в,$$

где H — глубина работ, м; $c_п$ и $c_в$ — затраты на подъем 1 т руды и водоотлив 1 м³ воды на 100 м, руб; φ — коэффициент водообильности, м³/т.

3. Затраты на проходку и поддержание выработок (руб/т)

$$S_{пр} = sc_{пв}L\frac{1}{A},$$

$$S_{под} = sc_{под}L\frac{1}{A},$$

где s — площадь сечения выработки, м²; $c_{пв}$ и $c_{под}$ — затраты на проходку 1 м³ выработки и поддержание 1 п.м. выработки в течение года, руб.; L — длина выработок, м; A — годовая добыча рудной массы, т.

Себестоимость концентратов и металлов складывается из затрат на добычу, обогащение и металлургический передел в зависимости от выхода концентрата и металла из 1 т рудной массы (руб/т), который определяется по формулам:

а) для концентрата

$$\gamma_к = \frac{a\varepsilon_о}{\beta_к};$$

б) для металла

$$\gamma_м = \frac{a\varepsilon_о\varepsilon_м}{\beta_м},$$

где a — содержание металла в добытой рудной массе, %; $\beta_к$ и $\beta_м$ — содержание металла в концентрате и конечном продукте (например в чугуне, черновой меди и др.), %; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение металлов при обогащении рудной массы и переработке концентратов, доли ед.

Себестоимость концентрата (руб/т) равна

$$c_м = \frac{c_д + c_о}{\gamma_к} = (c_д + c_о)\frac{\beta_к}{a\varepsilon_о}.$$

Себестоимость конечной продукции (руб/т)

$$c_м = (c_д + c_о)\frac{\beta_м}{a\varepsilon_о\varepsilon_м} + (c_т + c_з)\frac{\beta_м}{\beta_к\varepsilon_м},$$

где $c_д$ и $c_о$ — затраты на добычу и обогащение рудной массы, руб/т; $c_т$ и $c_з$ — затраты на перевозку и металлургический передел 1 т концентрата, руб/т.

Иногда необходимо определить затраты на добычу и переработку рудной массы (руб/т) с учетом всех стадий работ, т.е.

$$c_{дм} = c_д + c_о + \sum_1^n \frac{a\varepsilon_о}{\beta_к}(c_т + c_з).$$

При известной производственной мощности рудника по рудной массе его производственная мощность по металлу будет равна (т/год)

$$A_м = 0{,}01Aa\varepsilon_о\varepsilon_м,$$

а по металлу в концентрате

$$A_м = 0{,}01Aa\varepsilon_о,$$

Наоборот, при заданной производственной мощности рудника по металлу годовая добыча по рудной массе (т/год) должна быть равна

$$A = \frac{100A_м}{a\varepsilon_о\varepsilon_м}.$$

При решении практически всех задач проектирования и при определении большинства исходных данных для проектирования необходимо определять показатели потерь и разубоживания полезных ископаемых, поэтому их правильное установление имеет особо важное значение.

7.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Правильное и достаточно достоверное определение величины потерь и разубоживания руды имеет большое значение при решении большинства важнейших горно-экономических задач. Прежде всего при выборе и сравнении способов и систем разработки, определении производственной мощности рудника и высоты этажа, оценке запасов и установлении кондиций на руду, сравнении способов вскрытия, определении рациональных параметров и выборе систем разработки и технологии горных работ.

Потери, как известно, характеризуются количеством и качеством оставшейся в недрах части полезных ископаемых по сравне-

нию с погашенными балансовыми запасами. Если потери по качеству не отличаются от балансовых запасов блока и есть возможность замерить их непосредственно в процессе горных работ в забое, например, при камерно-столбовой или сплошной системах разработки, то они определяются прямым методом по формуле

$$П=\sum_{i=1}^{k}\frac{П_i}{Б},$$

где $П_i$ — количество потерянного полезного ископаемого в i-м виде потерь; Б — количество погашенных балансовых запасов; k — число видов потерь.

Если качество теряемого полезного ископаемого отличается от такового в балансовых запасах в среднем по блоку, то эти формулы неприменимы и потери должны устанавливаться следующим образом

$$П=\sum_{i=1}^{k}\frac{Пc_{п_i}}{Бc},$$

где $c_{п_i}$ — содержание полезного компонента в i-м виде потерь; c — содержание его в балансовых запасах.

При системах разработки с обрушением прямой метод определения потерь применить нельзя, для этого используют косвенный метод по следующим наиболее широко применяемым формулам:

$$П=1-\frac{Дa}{Бc}$$

или

$$П=1-\frac{Д(a-b)}{Б(c-b)},$$

где Д — количество добытой рудной массы, т; a и b — соответственно содержание металла в добытой рудной массе и разубоживающих породах.

Разубоживание (изменение качества полезного ископаемого) характеризуется величиной снижения в процессе эксплуатации содержания в руде полезных компонентов, при этом увеличивается

количество примешанных пород. В частном случае при разработке рудных месторождений изменение качества характеризуется величиной разубоживания, определяемой отношением массы примешанных пород к массе добытой рудной массы. В более общем случае качество добытого полезного ископаемого определяется содержанием в нем (по сравнению с балансовыми запасами) полезных компонентов или вредных примесей, количеством примешанных пород, влажностью, сортностью, зольностью и другими характеристиками, от которых зависит степень пригодности ископаемого для дальнейшей его переработки или использования в народном хозяйстве. Разубоживание полезного ископаемого устанавливается прямым методом по формулам

$$Р=\frac{В}{Д},\ Р=\frac{В}{А+В},$$

где В — количество примешанных пород; Д — количество добытой рудной массы; А — количество извлеченных балансовых запасов.

Косвенным методом разубоживание определяется следующими формулами:

а) при $c = c_п$ и $b = 0$

$$Р=1-\frac{a}{c}.$$

б) при $c = c_п$ и $b \neq 0$

$$Р=\frac{c-a}{c-b}.$$

Потери и разубоживание для случая многокомпонентной руды можно определить по формулам:

потери

а) при $c = c_п$ и $b = 0$

$$П=1-\frac{Дц_д}{Бц_б},$$

б) при $c = c_п$ и $b \neq 0$

$$П=1-\frac{Д(ц_д-ц_р)}{Б(ц_б-ц_р)};$$

разубоживание

а) при $c = c_п$ и $b = 0$

$$Р = 1 - \frac{ц_д}{ц_б},$$

б) при $c = c_п$ и $b \neq 0$

$$Р = 1 - \frac{ц_д - ц_р}{ц_б - ц_р} = \frac{ц_б - ц_д}{ц_б - ц_р}.$$

Как видно из этих двух видов формул, они достаточно полно отражают использование балансовых запасов соответственно в двух случаях: 1) когда теряется руда с балансовым содержанием металлов и когда в разубоживающих породах нет полезных компонентов и 2) когда теряется руда с балансовым содержанием, но в разубоживающих породах имеются полезные компоненты. В двух других случаях: 3) когда теряется руда, по качеству отличающаяся от средней балансовой, и в разубоживающих породах нет полезных компонентов и 4) когда теряется руда, по качеству отличающаяся от средней балансовой, и в разубоживающих породах имеются полезные компоненты, этих формул недостаточно.

Чтобы более четко контролировать использование балансовых запасов и одновременно сохранение забалансовых, которые могут быть в ближайшее время вовлечены в эксплуатацию, необходимо пользоваться формулами, учитывающими как количество полезных компонентов, привносимых с породами и забалансовыми рудами (вовлекаемыми иногда в добычу незаконно), так и потери той или иной части балансовых запасов. Когда теряются полезные ископаемые, качество которых выше или ниже качества балансовых запасов, но в разубоживающих породах нет полезных компонентов ($ц_п \neq ц_б$, при $ц_р = 0$), показатели использования недр определяются по следующим формулам:

а) для однокомпонентной руды

потери

$$П = \frac{Бc - Да}{Бc_п},$$

разубоживание

$$Р = \frac{Б(c - c_п) - Д(a - c_п)}{Дc_п};$$

б) для многокомпонентных руд, штучного камня, стройматериалов и ряда других полезных ископаемых:

потери

$$П = \frac{Бц_б - Дц_д}{Бц_п};$$

разубоживание

$$Р = \frac{Б(ц_б - ц_п) - Д(ц_д - ц_п)}{Дц_п}.$$

В наиболее общем случае, когда качество теряемых полезных ископаемых отличается от среднего качества балансовых запасов и разубоживающие породы содержат полезные компоненты ($ц_п \neq ц_б$, при $ц_р \neq 0$), формулы показателей использования недр имеют следующий вид:

а) для однокомпонентных руд:

потери

$$П = \frac{Б(c - b) - Д(a - b)}{Б(c_п - b)};$$

разубоживание

$$Р = \frac{Б(c - c_п) - Д(a - c_п)}{Д(c_п - b)};$$

б) для многокомпонентных руд:

потери

$$П = \frac{Б(ц_б - ц_р) - Д(ц_д - ц_р)}{Б(ц_п - ц_р)};$$

разубоживание

$$Р = \frac{Б(ц_б - ц_п) - Д(ц_д - ц_п)}{Д(ц_п - ц_р)}.$$

Несмотря на некоторое усложнение расчетов по этим формулам, их использование позволяет изучить не только источники поступления полезных компонентов (за счет извлечения более бо-

гатой части балансовых запасов, за счет привноса полезных компонентов с разубоживающими породами и т.п.), но и источники поступления в рудную массу вредных компонентов (флотирующихся сланцев, обедняющих концентрат при флотации, бетонной закладки, снижающей извлечение при обогащении и т.п.).

Применительно к условиям разработки других месторождений, в частности, угольных, имеющих определенные особенности, потери и разубоживание могут быть определены на основе аналогичных рассуждений. Если принять извлекаемую ценность угля балансовых запасов равной $ц_б$, потерянного в процессе добычи $ц_п$, примешанных к добытому углю разубоживающих пород $ц_р$, величину погашенных балансовых запасов Б и добычу Д, то эксплуатационные потери и разубоживание угля могут быть определены аналогично тому, как это делается применительно к условиям добычи многокомпонентных руд. Только при этом должны быть применены другие методики определения извлекаемой ценности добываемого угля, угля балансовых запасов и привносимых ценностей с разубоживающими породами в зависимости от направлений использования угля и стадий его переработки, как это было рассмотрено в главе 6.

Если теряются запасы угля среднебалансового качества и в разубоживающих породах нет полезных компонентов (извлекаемых), т.е. когда $ц_д = ц_п$ и $ц_р = 0$, то потери угля равны

$$П = 1 - \frac{Дц_д}{Бц_б},$$

а разубоживание

$$Р = 1 - \frac{ц_д}{ц_б}.$$

Если $ц_б = ц_п$ и $ц_р \neq 0$, то потери равны

$$П = 1 - \frac{Д(ц_д - ц_р)}{Б(ц_б - ц_р)},$$

а разубоживание —

$$Р = \frac{ц_б - ц_д}{ц_б - ц_р}.$$

Если $ц_б \neq ц_п$ и $ц_р = 0$, то потери равны

$$П = \frac{Бц_б - Дц_д}{Бц_п},$$

а разубоживание —

$$Р = \frac{Б(ц_б - ц_п) - Д(ц_д - ц_п)}{Дц_п}.$$

В том случае, когда $ц_б \neq ц_п$ и $ц_р \neq 0$, потери угля составят

$$П = \frac{Б(ц_б - ц_р) - Д(ц_д - ц_р)}{Д(ц_п - ц_р)},$$

а разубоживание —

$$Р = \frac{Б(ц_б - ц_п) - Д(ц_д - ц_п)}{Д(ц_п - ц_р)}.$$

Каждая из этих формул может применяться только для соответствующих ей условий разработки, за исключением последних формул, которые являются наиболее общими и пригодны для любых условий. Аналогично могут быть определены показатели потерь и разубоживания для любых других полезных ископаемых.

ГЛАВА 8

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ОПТИМИЗАЦИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

8.1. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЦЕННОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Оценка месторождения на стадиях проектирования рудника, освоения месторождения и его эксплуатации преследует следующие цели. Прежде всего, необходимо установить народнохозяйственное значение месторождения, его возможность служить в качестве источника удовлетворения той или иной части потребностей народного хозяйства в настоящее время и на перспективу. С этой точки зрения главную роль играют величина запасов и содержание в них полезных компонентов.

Уже после детальной разведки встает вопрос об оценке целесообразности промышленного освоения месторождения, т.е. об экономической оценке месторождения и разделении его запасов на балансовые и забалансовые. В процессе эксплуатации рудника также приходится решать ряд задач по переоценке месторождения и отдельных его участков в периоды реконструкции и технологического перевооружения предприятия, изменения кондиций на руду, а также технологии и масштабов предприятия при вовлечении в эксплуатацию забалансовых запасов. Переоценка месторождения осуществляется также при существенном изменении отпускных цен на металлы. Обычно оценка не бывает постоянной в течение всего периода эксплуатации месторождения, она периодически пересматривается. В зависимости от целей оценку месторождения производят на уровне предприятия, отрасли и народного хозяйства в целом.

Обычно в качестве мерила экономической оценки принимают величину получаемой за весь срок эксплуатации месторождения прибыли. Суть этого метода оценки заключается в следующем.

Главными показателями ценности того или иного месторождения являются: величина запасов, валовая ценность, определяемая ценой металлов, содержащихся в 1 т балансовой руды, и извлекаемая ценность, равная отпускной цене полезных компонентов, извлекаемых из 1 т рудной массы. Валовая ценность руды в массиве (руб/т) определяется по формулам

$$ц_{вз}=\sum_{j=1}^{m} c_j \frac{ц_{кj}}{\beta_j},\ ц_{вз}=0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i ц_i,\ ц_{вз}=\sum_{i=1}^{n} c_i ц'_i,$$

где c_i и c_j содержание i-го и j-го металлов в руде балансовых запасов, %, г/т, кг/т; β_j — содержание металлов в j-й конечной продукции, %; $ц_{кj}$ — цена j-го конечного продукта, руб/т; $ц_i$, $ц'_i$ — цена i-го металла в руде балансовых запасов, руб/т, руб/т; m — число конечных продуктов; n — количество полезных компонентов в руде.

В некоторых случаях необходимо определить валовую ценность добытой рудной массы (руб/т)

$$ц_{вд}=\sum_{j=1}^{m} c_j \frac{ц_{кj}}{\beta_j},\ ц_{вз}=0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i ц_i,\ ц_{вз}=\sum_{i=1}^{n} c_i ц'_i,$$

где c_i, c_j — содержание i-го и j-го металлов в добытой рудной массе, %, г/т, кг/т.

Как видно из этих формул, валовая ценность руды непосредственно зависит от содержания полезных компонентов. Но ценность и полезность месторождения определяются не только содержанием полезных компонентов. Иногда (и довольно часто) оказываются высокоценными месторождения со сравнительно невысоким содержанием полезных компонентов, но большие по масштабам, расположенные в благоприятных горно-геологических и экономических условиях. И, наоборот, малоценным может оказаться месторождение с высоким содержанием, но малое по масштабам, глубокозалегающее, трудное для разработки. Это во многом зависит от величины затрат на добычу и переработку.

Однако показатели валовой ценности как руды в массиве, так и добытой рудной массы большого практического применения не имеют, а служат лишь каким-то идеальным значением, к которому нужно стремиться.

Для практической оценки запасов наиболее важным показателем является извлекаемая ценность добываемой рудной массы, поскольку в качестве критерия ценности месторождения принимаются показатели прибыли или дифференциальной горной ренты, которые представляют собой разность между извлекаемой ценностью и затратами (руб/т) на добычу и переработку, т.е.

$$d = ц_д - с_д,$$

где d — прибыль, получаемая в расчете на 1 т добытой рудной массы, руб.; $ц_д$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы, руб/т; $с_д$ — затраты на добычу и переработку 1 т рудной массы.

Применяется также критерий ценности — прибыль (руб/т), отнесенная на 1 т руды балансовых запасов.

$$d = \frac{1-П}{1-Р}\left(ц_д - с_д\right),$$

где П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.

Затраты на добычу и переработку (руб/т) равны

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}A_1 + A_2,$$

где A_1 — условно-постоянная часть затрат на добычу руды (разведку, амортизацию, подготовительно-нарезные работы, отбойку и крепление) в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб.; A_2 — условно-переменная часть затрат на добычу, транспорт и переработку в расчете на 1 т добываемой рудной массы.

Общая ценность месторождения (руб.) в простейшем случае определяется по формуле

$$Д = Qd = \frac{1-П}{1-Р}\left(ц_д - с_д\right)Q,$$

где Q — запасы месторождения, т.

В последнее время большое число специалистов считают необходимым оценивать месторождения не по прибыли, а на основе дифференциальной горной ренты (дифференциального дохода), т.е. вместо отпускной цены использовать замыкающие затраты $З_з$ (на худших в отрасли или районе предприятиях). Кроме того, предлагается учитывать и капиталовложения. При этом абсолютная ценность 1 т руды месторождения (руб/т) определится по формуле

$$d_з = \frac{1-П}{1-Р}\left(З_з - с_д\right),$$

а суммарная общая ценность месторождения

$$Д_з = \sum_{k=1}^{t} A_k d_{зk} = \sum_{k=1}^{t} A_k \left(З_{зk} - с_{дk}\right),$$

где t — срок отработки месторождения, лет; A_k — годовая производственная мощность рудника в k-м году.

При оценке месторождения важно также учесть эффективность капиталовложений, поэтому необходимо определить величину срока окупаемости (лет) капиталовложений. Это можно сделать по формуле

$$T = \frac{К}{A(ц_д - с_д)} = \frac{К_{уд}}{ц_д - с_д},$$

где A — годовая производственная мощность рудника, т/год; К и $К_{уд}$ — сумма капитальных и удельных капитальных затрат.

8.2. ОСНОВЫ МЕТОДИКИ КОМПЛЕКСНОЙ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

«Методическими рекомендациями по комплексной оценке эффективности мероприятий, направленных на ускорение научно-технического прогресса» (утверждена Постановлением ГКНТ СССР и Президиума АН СССР от 3 марта 1988 г.) в качестве показателя экономического эффекта принято повышение стоимостной оценки результатов над стоимостной оценкой совокупных затрат ресурсов на весь срок осуществления оцениваемого мероприятия.

При этом эффект от применения какого-либо варианта проектного решения может быть определен как сумма эффектов у производителя руд и концентратов и у их потребителя по сравнению с базовым вариантом.

При учете всех частей эффекта на различных процессах тот или иной вариант проектного решения будет оценен с позиции самого высокого народнохозяйственного уровня.

Оценку эффективности любых мероприятий предусматривается осуществлять с учетом позитивных результатов не только на конкретном предприятии, но и в других отраслях народного хозяйства, включая экологическую, социальную и другую сферы.

При расчетах предусматривается учитывать экономическую неравноценность результатов и затрат, получаемых и осуществляемых в разное время путем приведения к одному расчетному году. Предусматривается также применять в расчетах еди-

ные по народному хозяйству нормативы эффективности и приведения разновременных капитальных вложений, дифференцированные нормативы за трудовые и природные ресурсы, а также тарифов и цен, отражающих качество и эффективность продукции для потребителя.

В соответствии с «Методическими рекомендациями» применительно к условиям горно-добывающей промышленности экономический критерий оптимизации параметров рудника при эксплуатации того или иного месторождения или применения той или иной технологии горных работ с теми или иными параметрами может быть определен за какой-то период времени T по следующей формуле

$$Э_t = Р_t - З_t,$$

где $Э_t$ — экономический эффект от применения новой технологии за период t лет, руб.; $Р_t$ — стоимостная оценка результатов, полученных от применения новой технологии за расчетный период, руб.; $З_t$ — стоимостная оценка затрат на осуществление работ при новой технологии за расчетный период, руб.

Если данные по запасам и содержанию в них металлов подтверждаются на 100 %, то стоимостная оценка результатов за расчетный период будет равна

$$Р_t = \sum_{t=t_n}^{t_k} p_t \alpha_t,$$

где $Р_t$ — стоимостная оценка результатов в t-м году расчетного периода, руб.; t_n и t_k — начальный и конечный год расчетного периода; α_t — коэффициент приведения разновременных затрат.

Если затраты и результаты приводятся к году последующему (в будущем), то

$$\alpha_t = (1 + E_н)^{t_р - 1},$$

где $E_н$ — норматив приведения разновременных затрат, равный нормативу эффективности капиталовложений ($E_н$ = 0,1); $t_р$ — расчетный год; t — год, затраты и результаты которого приводятся к расчетному году.

Если затраты и результаты приводятся к году предыдущему (в прошлом), то

$$\alpha_t = \frac{1}{(1+E_н)^{t_р - 1}},$$

Стоимостная оценка результатов определяется как сумма основных и сопутствующих результатов (при комплексном освоении месторождений — основное полезное ископаемое, попутные полезные ископаемые, используемые отходы, социальные и экологические последствия горных работ). Оценка основных результатов в какой-то *t*-й год устанавливается на основе формулы

$$Р_t^о = A_t ц_{дt},$$

где A_t — производственная мощность рудника (шахты, карьера) в *t*-м году, т/год; $ц_{дt}$ – извлекаемая ценность добытого в *t*-м году полезного ископаемого, руб/т.

Стоимостная оценка сопутствующих результатов определится по формуле

$$Р_t^с = \sum_{j=1}^{n} R_{jt} \alpha_{jt},$$

где $Р_t^с$ — стоимостная оценка сопутствующих социальных и экологических результатов изменения параметров рудников и технологии горных работ; R_{jt} — величина отдельного *j*-го результата (в натуральном выражении) с учетом масштаба его использования в *t*-м году, руб.; α_{jt} – стоимостная оценка единицы отдельного *j*-го результата в *t*-м году, руб.; *n* — количество показателей, учитывающих при определении эффекта в случае положительного воздействия того или иного варианта горных работ на окружающую среду и социальную сферу по сравнению с базовым вариантом.

В качестве социальных результатов использования оцениваемого месторождения по сравнению с каким-то конкурирующим вариантом (месторождением) может быть высвобождение определенного количества трудовых ресурсов, увеличение расходов на соцкультбыт, приходящихся на одного трудящегося и т.п.

В качестве экологических результатов могут быть учтены уменьшение землеемкости производства, повышение продуктивности природных ресурсов и другие показатели, характеризующие снижение вредного влияния горных работ на окружающую среду.

Затраты на производство основного продукта (добычу и переработку полезных ископаемых) и использование продукции от применения того или иного варианта параметра рудника или технологии разработки можно определить по формуле

$$З_t = З_t^п + З_t^к$$

где $З_t^п$, $З_t^к$ — затраты на производство и использование продукции горного предприятия за расчетный период, руб.

Затраты на производство и использование конечной продукции, получаемой из добываемого полезного ископаемого, определяются по формулам

$$З_t^п = \sum_{t=t_н}^{t_к} З_t^п \alpha_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} (И_{t_п} + К_{t_п} - Л_{t_п}) \alpha_t,$$

$$З_t^к = \sum_{t=t_н}^{t_к} З_t^к \alpha_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} (И_{t_к} + К_{t_к} - Л_{t_к}) \alpha_t,$$

где $З_t^п$ и $З_t^к$ — величина затрат всех ресурсов при производстве и использовании продукции горного предприятия в *t*-м году (включая затраты на получение сопутствующих результатов), руб.; $И_{t_п}$ и $И_{t_к}$ — текущие затраты (эксплуатационные) на производство и использование продукции в *t*-м году без учета амортизационных отчислений на реновацию (от лат. — обновление), руб.; $К_{t_п}$ и $К_{t_к}$ — единовременные (капитальные) затраты на производство и использование продукции в *t*-м году, руб.; $Л_{t_п}$ и $Л_{t_к}$ — остаточная (ликвидационная) стоимость основных фондов при производстве и использовании, выбывающих в *t*-м году, руб.

Если показатели той или иной технологии горных работ при тех или иных ее параметрах постоянны в течение всего расчетного периода (объем производства, показатели качества, затрат и результатов), то экономический эффект может быть определен по формуле

$$Э_т = \frac{Р_г - З_г}{К_р + E_н},$$

где $Р_г$ — неизменная по годам расчетного периода стоимостная оценка результатов применения той или иной технологии горных

работ, включающая основные и сопутствующие результаты, руб.; $З_г$ — неизменные по годам расчетного периода затраты на производство и реализацию продукции при той или иной технологии горных работ.

Причем

$$З_г = И + (К_р + E_н)K,$$

где И — годовые издержки при использовании продукции (без учета амортизации на реновацию); K — единовременные (капитальные) затраты на использование продукции (в случае их распределения по времени они приводятся по фактору времени к расчетному году); $К_р$ — норма реновации основных фондов при использовании продукции, равная

$$К_р = \frac{E_н}{(1+E_н)^{t_{сл}-1}},$$

где $t_{сл}$ — срок службы средств и орудий труда долговременного применения (техники).

Величины текущих (эксплуатационных) затрат и капитальных вложений, входящие в основные формулы для оценки месторождения, можно установить на основе соответствующих нормативных данных по удельным капиталовложениям и удельным эксплуатационным расходам согласно действующим отпускным ценам, нормам выработки, расхода материалов, энергии, тарифным ставкам, расценкам и т.д. На основе нормативных данных определяются сметные стоимости и удельные капитальные затраты, а также другие экономические показатели применительно к конкретным условиям месторождения и разрабатываемого рудника.

8.3. УСТАНОВЛЕНИЕ СТОИМОСТНОЙ ОЦЕНКИ ОСНОВНЫХ И СОПУТСТВУЮЩИХ РЕЗУЛЬТАТОВ

Если учесть, что входящие в формулы для оценки результатов показатели горно-добывающей промышленности, (производственные мощности по основному и попутному производствам, содержание полезных компонентов и извлекаемая ценность

основных и попутных продуктов и др.), определяются с вероятной ошибкой, то величина Р может быть найдена на основе следующей формулы*

$$Р_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{оt} М_{оt} ц_{дt} М_{оц} \alpha_t + \sum_{j=1}^{n} \sum_{t_j=t_{нj}}^{t_{кj}} A_{пt} М_{опt} ц_{дj} М_{оцj} \alpha_{tj}.$$

где $Р_t$ — суммарная стоимостная оценка основных и сопутствующих результатов комплексной разработки месторождения с учетом фактора времени получения ценности, руб.; $A_{оt}$ — производственная мощность рудника, шахты или карьера по основному полезному ископаемому в t-м году в натуральном измерении, т/год; $A_{пt}$ — производственная мощность горного предприятия по сопутствующему продукту или полезному ископаемому в t-й год, т/год, га/год, шт./год и т.п.; $М_{оt}$ — коэффициент подтверждения производственной мощности рудника по основному производству (добыча и переработка основного полезного ископаемого) в t-й год, доли ед.; $М_{опt}$ — коэффициент подтверждения производственной мощности по попутному компоненту в t-й год, т/год; $М_{оц}$ — коэффициент подтверждения величины извлекаемой ценности по основному полезному ископаемому в t-й год, доли ед.; $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность основного добываемого полезного ископаемого в t-й год, руб/т; $М_{оцj}$ — коэффициент подтверждения ценности j-го попутного компонента в t-й и год, доли ед.; $ц_{дj}$ — ценность j-й попутно производимой продукции в t-й год, руб/т; α_t — коэффициент приведения разновременных результатов и затрат за t лет; α_{tj} — коэффициент приведения разновременных результатов и затрат за t лет.

Если за начало отсчета времени принять начало разработки месторождения и получения основной продукции, то коэффициент приведения определится по формулам

$$\alpha_t = 1/(1+E_н)^{t_р-1},$$

---

* Первое слагаемое правой части этой формулы представляет собой суммарную (с учетом фактора времени) производимую за весь период работы горного предприятия ценность по основному производству, а второе — по сумме производства попутной продукции.

где $t_р$ — расчетный год; t — год, затраты и результаты которого приводятся к расчетному году; $E_н$ — норматив приведения разновременных результатов и затрат;

$$\alpha_{tj} = 1/(1+E_н)^{t_{pj}-1},$$

где t_{pj} — расчетный год производства; j — год получения попутного продукта.

Если оценка результатов осуществляется для нового месторождения, то необходимо учитывать величины математического ожидания всех показателей основного и попутного производства. На действующем предприятии в большинстве случаев фактические данные по величине запасов, производственной мощности и извлекаемой ценности добываемого полезного ископаемого уже установлены с высокой точностью, поэтому математическое ожидание этих показателей можно принять примерно равным единице и не учитывать его при расчете. В период эксплуатации можно также детально изучить продукты эксплуатации. Поэтому при решении таких задач, как оценка возможного использования забалансовых запасов основного полезного ископаемого и продукта комплексного использования основной или попутной продукции, оценка эффективности повторной разработки месторождения и т.п., величину математического ожидания дополнительной производственной мощности предприятия и ценности по попутной продукции в ряде случаев также можно принять равной единице и не учитывать при расчетах. Данные показатели на действующем предприятии можно установить достаточно точно.

В этом случае формула для оценки результатов будет иметь вид

$$P_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{от} ц_д \alpha_t + \sum_{j=1}^{n} \sum_{t_j=t_{нj}}^{t_{кj}} A_{пt} ц_{дi} \alpha_{tj},$$

В случае, когда на месторождении предполагается оценить эффективность эксплуатации только одного полезного ископаемого, то формулы для оценки результатов будут иметь вид:

а) для нового месторождения (с учетом возможной ошибки)

$$P_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{от} ц_д \alpha_t + \sum_{j=1}^{n} \sum_{t_j=t_{нj}}^{t_{кj}} A_{пt} ц_{дi} \alpha_{tj};$$

б) для уже освоенного месторождения

$$P_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{от} ц_д \alpha_t.$$

В частности, для золоторудного месторождения, руды которого содержат золото и серебро, результаты могут быть определены по формулам:

а) без учета возможной ошибки

$$P_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{от} ц_д \alpha_t;$$

б) с учетом возможной ошибки

$$P_t = \sum_{t=t_н}^{t_к} A_{от} M_{оп} ц_{дt} M_{оц} \alpha_t.$$

В этих формулах извлекаемая ценность добываемой рудной массы равна

$$ц_{дt} = c_з (1-Р) ц_з + c_с (1-Р) ц_с,$$

где $c_з$ и $c_с$ — содержание золота и серебра в руде балансовых запасов, г/т; Р — разубоживание руды, доли ед; $ц_з$ и $ц_с$ — оптовая отпускная цена золота и серебра в рудной массе, руб/г.

Если добываемая рудная масса перерабатывается на обогатительной фабрике, тогда

$$ц_{дt} = c_з (1-Р) \varepsilon_{оз} ц'_з + c_с (1-Р) \varepsilon_{ос} ц'_с,$$

где $\varepsilon_{оз}$ и $\varepsilon_{ос}$ — извлечение золота и серебра в концентрат или промпродукт при обогащении, доли ед; $ц'_з$ и $ц'_с$ — отпускные цены золота и серебра в концентрате или промпродукте, руб/г.

Более детально определение извлекаемой ценности добываемых полезных ископаемых применительно к современным условиям приведено в главе 4.

Для выполнения расчетов необходимо найти значения входящих в комплексный критерий величин извлекаемой ценности добываемых полезных ископаемых и производственной мощности горно-добывающих предприятий, общих и сопутствующих результатов, затрат на основное производство и сопутствующих затрат, ущерба окружающей среде.

В связи с изменением экономических условий в стране необходимо соответственно менять методические основы решения задач для выбора эффективной технологии горных работ. Прежде всего, необходимо изменить критерии оценки эффективности. Как известно, до недавнего времени в качестве основных критериев оценки для решения большинства задач разработки месторождений применяли приведенные затраты в расчете на 1 т добываемого полезного ископаемого и прибыль в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов. Критерий «приведенные затраты» в его традиционном понимании в современных условиях потерял смысл, а применение критерия прибыли требует соответствующего его изменения, например, чтобы учесть разницу в капиталовложениях и во времени строительства предприятия при сравниваемых вариантах.

Обычно применявшийся для оценки месторождений, выбора и оценки систем разработки, сравнения технологических схем добычи и переработки, оптимизации потерь и разубоживания и решения многих других задач критерий прибыли в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов в какой-то мере правомерен лишь при равенстве ежегодно погашаемых запасов и количества производимой конечной продукции. В большинстве случаев это равенство не обеспечивается, но и при равенстве погашаемых балансовых запасов разными технологиями горное предприятие может давать больше или меньше продукции и вкладывать разные по величине капитальные средства и значит получать различные суммы прибыли. Недостатком методик оценки вариантов разработки в расчете на 1 т руды балансовых запасов как по прибыли, так и по приведенным затратам является также несоответствие их критериям оценки эффективности хозяйственной деятельности горно-рудных предприятий, в качестве которых принимают обычно себестоимость добычи и прибыль в расчете на 1 т добытого полезного ископаемого.

При решении задач проектирования рудников, оценки качества добываемых полезных ископаемых, выбора и оценки эффективной технологии разработки месторождений полезных ископаемых применительно к современным экономическим условиям очень важно принимать во внимание не только удельную прибыль, но и величину производимой продукции, затрат на ее производство, а также время на получение прибыли и производство затрат.

Важно иметь в виду, что прежде, чем начнет работать та или иная технология, необходимо: построить рудник или его реконструировать; приобрести, смонтировать и освоить те или иные технологические комплексы (например, очистные и проходческие комплексы на угольных месторождениях, комплексы самоходного оборудования на рудных месторождениях и т.п.), пройти дополнительные выработки и выполнить другие работы. Например, чтобы перейти на системы с закладкой, требуется построить закладочные комплексы. Чтобы обеспечить повышение стабильности качества добываемого полезного ископаемого, надо построить и оснастить усреднительные склады. В периоды таких работ будут затрачены значительные средства без какой-либо компенсации за счет производимой продукции. При разной степени освоения месторождения или при разных технологиях, чтобы начать выдавать полезное ископаемое и получать прибыль (дополнительную прибыль), необходимо произвести разные затраты и потратить разное время на выполнение подготовительных работ и освоение нового оборудования, например, на подготовку новых этажей (если сравнивать способы подготовки горизонтов и блоков, способы подготовки и отработки запасов прямым или обратным ходом); изменение параметров блоков (днищ блоков) и других выемочных (очистных) забоев. При разных системах разработки надо произвести разные затраты на подготовку необходимых для нормальной работы горного предприятия вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.

Если при плановой экономике эти обстоятельства и факторы можно было не учитывать, поскольку каждое предприятие получало средства на реконструкцию рудника и внедрение новой техники от отрасли или государства, то в условиях рыночной экономики неучет их может привести к ошибочным выводам.

Поэтому некоторыми современными инструкциями, в частности, «Временными методическими рекомендациями по геолого-экономической оценке промышленного значения месторождений твердых полезных ископаемых (кроме угля и горючих сланцев)» (М., ВИЭМС, 1998 г., 27 с., утверждены распоряжением Минприроды РФ от 13 января 1998 г. № 3-р) для оценки запасов предусматривается определение следующих показателей экономической эффективности освоения месторождения базовым вариантом (без учета налогов, платежей и отчислений): чистый дисконтированный доход ДД; индекс доходности ИД;

срок окупаемости капиталовложений $T_о$; внутренняя норма доходности ВНД; рентабельность предприятия по отношению к производственным фондам $R_ф$; рентабельность предприятия по отношению к эксплуатационным затратам $R_з$.

В частности, для определения величины чистого дисконтированного дохода (ДД) предлагается формула (руб.)

$$ДД=\sum_{t=1}^{T}\left[(Ц_t-З_t)\frac{1}{(1+E)^t}\right]-\sum_{t=1}^{T}\left[\left(К_t\frac{1}{(1+E)^t}\right)\right],$$

где $Ц_t$ — стоимость продукции (выручка) в t-м году; $З_t$ — эксплуатационные затраты, произведенные в том же году; T — количество лет от начала строительства до ликвидации предприятия; E — норма дисконтирования, принимаемая на уровне, приемлемой для инвестора нормы доходности или прибыльности; $К_t$ — капитальные вложения в t-м году.

При этом принимаются одинаковыми сроки получения прибыли и расходования капиталовложений (а следовательно, и сроки выполнения строительных работ). Одинаковыми принимаются коэффициенты дисконтирования прибыли и капитальных средств, а также постоянными по годам величины выручки от продажи продукции и эксплуатационных затрат на добычу и переработку полезных ископаемых. По этому поводу во Временных методических рекомендациях отмечается: «Если ДД положителен, освоение месторождения эффективно; при отрицательном ДД освоение окажется неэффективным, как не отвечающее установленной норме дохода. На начальных стадиях изучения месторождения не представляется возможным определить величину выручки, эксплуатационных затрат и капитальных вложений по отдельным годам. Поэтому величины выручки и затрат принимаются постоянными за все время разработки, а величину капитальных вложений — постоянной за все время строительства».

Следовало бы иметь в виду, что основные капиталовложения осуществляются до начала эксплуатации. Поэтому и величина капитальных затрат, и фактор времени их учета в период строительства будут одни, а в другие периоды — они будут совсем иные. В период строительства никакого дохода не будет, поэтому, если общий срок строительства и эксплуатации равен T лет, то время получения дохода должно быть не T, а $T—t_c$, где t_c — срок строи-

тельства предприятия. В период эксплуатации месторождения величина годовых капиталовложений будет гораздо меньше, чем в период строительства, и в основном при реконструкциях, которых бывает обычно не так много.

В качестве показателей экономической эффективности освоения месторождений с учетом существующих налогов, платежей и отчислений Временными методическими рекомендациями принимаются: чистая дисконтированная прибыль ДП; индекс прибыльности ИП; срок окупаемости капиталовложений $T_о$; внутренняя норма прибыли ВНП; рентабельность по отношению к производственным фондам $R_ф$; рентабельность по отношению к эксплуатационным затратам $R_з$. В частности, величину чистой дисконтированной прибыли ДП предлагается определять по формуле (руб.)

$$ДП=\sum_{t=1}^{T}\left[П'_t\frac{1}{(1+E)^t}\right]-\sum_{t=1}^{T}\left[К_t\frac{1}{(1+E)^t}\right],$$

где $П'_t$ — величина чистой годовой прибыли с амортизационными отчислениями.

В этих формулах принято, что получение прибыли и капитальные затраты имеют место в один и тот же период времени T, тогда как прибыль может быть получена гораздо позже – после окончания срока строительства предприятия, когда уже вложены основные капитальные (первоначальные) затраты. Другая часть капитальных затрат будет израсходована спустя годы – в периоды реконструкции или технического перевооружения, а также в период ликвидации предприятия. Кроме этого, капитальные затраты будут иметь место в послеликвидационный период, когда выполняются работы по восстановлению окружающей среды, т.е. после периода T.

Принимая средними за весь расчетный период T (с момента начала строительства рудника до его ликвидации) величины среднегодовой выручки и ежегодных капиталовложений, допускается серьезное несоответствие фактическому положению. Во-первых, даже в период эксплуатации на любом горном предприятии производственная мощность изменяется от минимальной в периоды пуска и освоения мощности, а также в период завершения отработки месторождения, до максимальной в период относительной стабильности. Даже в период стабильной работы производственная мощность рудника может сильно колебаться, особенно в современных условиях в связи с конъюнктурой рынка сбыта.

В период строительства рудника (который может изменяться в довольно широких пределах) капитальные затраты будут максимальными, а выручки не будет никакой. И, наоборот, в другие периоды работы рудника капитальные затраты будут минимальными (или совсем отсутствовать), а прибыль будет максимальной. В результате такого допущения в первые годы расчетного периода расход капиталовложений очень сильно занижается, а величина получаемого дохода вместо нулевого значения принимается среднегодовой за весь период.

Благодаря этому создается впечатление, что капиталовложения могут окупиться даже за время строительства. Например, если среднегодовые капиталовложения равны $К_t$, то, согласно данным методикам, общие капзатраты будут равны $К_tT$. При сроке строительства $t_с$ и среднегодовом доходе $Д_t$ чистая прибыль за срок строительства будет равна

$$ДД = \sum_{t=1}^{t_с} Д_t - \sum_{t=1}^{t_с} К_t.$$

И если доход достаточно большой и $Д_t = К_t$, то $t_с$ равен сроку окупаемости капиталовложений. На самом же деле в этот период $Д_t$ будет равен отрицательной величине.

Второе важное положение этой методики состоит в том, что коэффициент дисконтирования капитальных затрат во времени не учитывает величины процентной ставки за кредиты для строительства предприятия. Анализируя формулу, можно легко заметить, что в результате этих допущений первоначальных капитальных вложений в течение срока строительства рудника вроде бы нет совсем и, естественно, экономическая оценка месторождения сильно завышена.

В последнее время многие авторы принимают методики, в которых за критерий оценки принят чистый дисконтированный доход предприятия, т.е. за вычетом налогов, платежей и других отчислений. Однако, и налоги, и другие отчисления являются частью ценности добываемой рудной массы и получаемой предприятием прибыли. Тем более, что эта часть никуда не исчезает, она используется государством. Поэтому такие методики в любом случае дают сильно заниженную ценность запасов месторождения и заниженную эффективность любой передовой технологии. И чем более ценны запасы и чем эффективнее будет применяемая технология добычи и переработки, тем больше будет ошибка расчетов, поскольку, чем значительнее прибыль, тем выше величина налогов и отчислений.

В определенной мере эти методики ориентируют на получение минимальной прибыли и поэтому отвечают частным интересам предприятия, но они не учитывают интересы государства и могут оказаться серьезным тормозом для технического прогресса. Недостаточно учитывается в этих методиках фактор времени, в частности, при оценке влияния величины капитальных затрат. Без учета этого важного обстоятельства вряд ли можно правильно решить такие задачи, как сравнение восходящего порядка отработки запасов, отработки этажей прямым и обратным ходом и др.

Действующие методические указания и положения Госгортехнадзора по оценке и списанию запасов также необходимо пересмотреть и усовершенствовать применительно к современным экономическим условиям. Утвержденные постановлением Госгортехнадзора СССР от 17 октября 1986 г. № 32 «Методические указания по разработке ТЭО целесообразности списания утративших промышленное значение запасов полезных ископаемых с учета предприятий по добыче полезных ископаемых», в какой-то мере соответствовавшие условиям плановой советской экономики, в настоящее время могут привести в ряде случаев к ошибочным решениям и большому ущербу, поскольку применительно к современным экономическим условиям они имеют существенные недостатки.

Главный из них в том, что расчет извлекаемой ценности и затрат на добычу и переработку ведется на 1 т руды балансовых запасов без учета того, что ликвидация (списание) части запасов может привести к уменьшению производственной мощности рудника и обогатительной фабрики, а также соответствующему повышению удельных затрат и ухудшению использования производственных фондов.

Условием списания запасов, согласно этим «Методическим указаниям», принято положение, когда $Ц_{из} \le З_{пр}$ ($Ц_{из}$ — извлекаемая ценность 1 т запасов, намечаемых к списанию, руб/т; $З_{пр}$ — предстоящие затраты, связанные с получением конечной продукции из 1 т намечаемых к списанию запасов, руб/т).

При этом на рудных месторождениях извлекаемую ценность предлагается определять по формуле (руб/т)

$$ц_{из} = 0{,}01\, с К_н И_п ц_к,$$

где $с$ — содержание полезного компонента в переоцениваемых запасах, %; $К_н$ — коэффициент извлечения намечаемого к списанию

полезного ископаемого из недр, доли ед.; $И_п$ — сквозное извлечение полезного компонента при переработке, доли ед.; $ц_к$ — цена конечного продукта, руб/т.

Из этой формулы видно, что она далека от идеального соответствия сущности технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Во-первых, потому, что рудники добывают, а обогатительные фабрики перерабатывают не руду балансовых запасов, а рудную массу, т. е. разубоженную руду. Поэтому в условиях рудников цветных металлов, например, ее извлекаемая ценность в самом простейшем случае определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о\varepsilon_м ц_м,$$

где c — содержание металла в руде балансовых запасов по проекту, %; Р — разубоживание руды, доли ед.; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение металла в концентрат при обогащении рудной массы и металлургическом переделе концентратов, доли ед.; $ц_м$ — отпускная цена металла, руб/т.

А извлекаемая ценность в пересчете на руду балансовых запасов с учетом потерь в недрах определится по формуле (руб/т)

$$ц_{из} = \frac{1-П}{1-Р}0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о\varepsilon_м ц_м = (1-П)0{,}01c\varepsilon_о\varepsilon_м ц_м,$$

где П — потери руды в недрах, доли ед.

Внешне эта формула похожа на формулу, приведенную в Методических указаниях. Отличие ее в том, что в ней расчет берется извлечение при обогащении не руды балансовых запасов, а добытой рудной массы, т. е. величина значительно меньшая — с учетом величины разубоживания. Особенно важно это учитывать при разработке месторождений системами с обрушением, при которых допускается большое разубоживание. Чем больше разубоживание, тем больше будет ошибка при расчетах по формуле Методических указаний. Например, применительно к условиям разработки месторождения, где разубоживание достигает 35 %, извлекаемая ценность по этой формуле будет завышена примерно на 10 %. Ожидаемый уровень рентабельности при отказе от разработки оцениваемых запасов достигнут фактически не будет.

На других месторождениях извлекаемую ценность балансовых запасов «для полезных ископаемых, качество которых характеризуется ценой единицы полезного ископаемого, а также для запасов угля» предлагается определять по формуле (руб/т)

$$ц_{из} = \frac{Д_т}{Б_{сп}} ц_к,$$

где $Д_т$ — количество товарного полезного ископаемого из запасов, намечаемых к списанию, т; $Б_{сп}$ — количество балансовых запасов, намечаемых к списанию, т; $ц_к$ – цена единицы конечной продукции (товарного угля, минерального сырья), руб/т.

Ценность товарной продукции предлагалось исчислять в замыкающих затратах или в оптовых ценах.

При определении предстоящих затрат, как и ценности извлекаемого товарного продукта, совсем не учитывается время затрат и получения ценности, а затраты не разделяются на капитальные и эксплуатационные, хотя они осуществляются в разное время. Более того, в расчетах на 1 т погашаемых балансовых запасов не учитывается не только возможное изменение производственной мощности горного предприятия, но и изменение общей суммы прибыли, т.е. когда варианты по этому критерию несравнимы. К тому же, расчет на 1 т балансовых запасов не соответствует хозяйственной практике горных предприятий. Обычно учет и все расчеты ведутся на 1 т добываемого полезного ископаемого, которое представлено извлекаемой частью балансовых запасов вместе с разубоживающими породами. Пересчет с 1 т рудной массы на 1 т балансовых запасов, принятый в Методических указаниях, как Д/Б, может быть принят только в частном случае, когда разубоживающие породы не содержат полезных (или вредных) компонентов, а теряемые запасы не отличаются по качеству от балансовых. С учетом качества балансовых запасов и добываемой рудной массы он должен быть равен $Дц_д/Бц_б$, где $ц_д$ и $ц_б$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и руды балансовых запасов, руб/т. Более общим коэффициентом пересчета является отношение 1 – П/1 – Р, в котором П и Р могут быть определены с учетом ценности руды балансовых и потерянных запасов, добываемой рудной массы и разубоживающих пород.

В Методических указаниях учитываются только предстоящие затраты по эксплуатации участка, предназначенного к списанию. При этом игнорируется то обстоятельство, что при разработке оставшейся основной части запасов полезного ископаемого мо-

жет уменьшиться производственная мощность рудника, из-за чего могут увеличиться удельные условно постоянные затраты, особенно на сравнительно небольших горных предприятиях, где доля условно-постоянных затрат достигает 80 % и более. Кроме того, могут возрасти и прямые затраты, например, на создание (взамен списанных) новых вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. Таким образом, расчеты по данной методике не дают ответа на главный вопрос — как скажется списание части запасов на эффективность работы горного предприятия. И не только его, потому что, списывая какие-то запасы, мы вынуждены тратить средства на разведку запасов, строительство горного предприятия и подготовку запасов на новом месторождении.

Принятая в Методических указаниях формула для определения извлекаемой ценности исходит из предположения, что полезное ископаемое (руда, уголь) предполагаемых к списанию запасов добывается и перерабатывается раздельно от основных запасов месторождения, что в практике рудников недопустимо. Чтобы обеспечить высокое извлечение при обогащении, рудная масса бедных и богатых участков обязательно шихтуется (усредняется) и перерабатывается совместно. Другое дело, если прекратить добычу с бедного (оцениваемого) участка, то на оставшихся в эксплуатации запасах среднее содержание в добываемой рудной массе повысится, благодаря чему повысится и извлечение при обогащении. Но при этом сократится фронт работ, объем добычи будет меньше и может оказаться меньше как количество производимой конечной продукции, так и величина общей прибыли (годовой и возможно за весь период разработки).

Следует также отметить, что формула совершенно непригодна для руд цветных металлов, которые, как правило, многокомпонентны и содержат кроме цветных редкие и благородные металлы, извлекаемая ценность которых определяется по формуле, в которой коэффициент 0,01 отсутствует, так как содержание этих металлов определяется в г/т, а цены устанавливаются не на конечный продукт, а на металл в рудной массе, в концентрате, в черновом металле. К тому же оценка запасов по конечному продукту (металлу) в ряде случаев не может быть принята. Например, если предприятие продает за рубеж рудную массу, концентраты или другие промпродукты.

Первостепенное значение для работы горных предприятий в новых экономических условиях имеет переоценка запасов и установление таких кондиций на запасы, которые могут обеспечить эффективную разработку месторождения или хотя бы уменьшить убытки. Как правило, для этого на многих месторождениях придется отказаться от части наиболее бедных запасов. На некоторых месторождениях, наоборот, для увеличения добычи и снижения за счет этого, затрат необходимо вовлечь в эксплуатацию дополнительные запасы, в том числе бедные.

В практике имели место случаи, когда для выполнения плана по конечному продукту временно отказывались от части наименее богатых балансовых запасов и вовлекали в эксплуатацию наиболее богатые блоки, предназначенные для разработки в будущие периоды, тем самым осуществляли как бы выборочную выемку. Если эта выборочная выемка не повлечет за собой потерю обедненных запасов и экономически выгодна, то применять ее вполне целесообразно. Следует только в каждом конкретном случае выполнить технико-экономическое обоснование и установить оптимальный допустимый объем выборочной выемки. Если решать эту задачу с учетом фактора времени, то допустимый в текущем году объем выборочной выемки богатых руд из запасов будущих лет может быть определен из условия равенства ценностей, дополнительно полученных в текущем году (с учетом процентной ставки), за вычетом затрат на подготовку новых, готовых к выемке запасов и уменьшения ценности вследствие снижения содержания металлов в рудах, которые будут разработаны в будущих периодах.

Для более правильного технико-экономического обоснования целесообразности списания утративших промышленное значение запасов необходимо отказаться от условных расчетов по сравнению извлекаемой ценности оцениваемых бедных запасов с предстоящими затратами. Целесообразно перейти на расчеты по сравнению базового варианта разработки всего месторождения с вариантом, при котором наиболее бедная часть запасов этого месторождения исключается из добычи. Если новый вариант оказывается эффективнее базового, то бедный участок (или участки) может быть исключен из добычи, возможно временно, до лучших времен. При этом с базовым вариантом можно сравнивать не один, а несколько вариантов, отличающихся величиной и ценностью запасов, подлежащих списанию. Соответственно разными при каждом из этих вариантов будут необходимые для разработки предстоящие капитальные и эксплуа-

тационные затраты, разная производственная мощность горного предприятия, как по добыче, так и по конечному продукту, разная величина общей и удельной прибыли.

8.4. УЧЕТ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ ПРИ ОЦЕНКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Поскольку отработка любого месторождения ведется в течение многих лет, необходимо учесть фактор времени.

Согласно «Временной типовой методике экономической оценки месторождений полезных ископаемых» (М., Изд-во ГКНТ и Госкомцен СССР, 1979) величину экономической оценки месторождений с учетом фактора времени предусматривалось определять по формуле

$$R_{\text{р}}=\sum_{1}^{T}\frac{Z_t-S_t}{(1+E_{\text{нп}})},$$

где $R_{\text{р}}$ — сумма дисконтированного дифференциального дохода за полный период отработки запасов, руб; T — расчетный период оценки месторождения или его части, исчисленный от года, применительно к которому выполняется оценка, до года отработки запаса, лет; Z_t — ценность годовой продукции (включая все попутно извлекаемые компоненты), исчисленная в оптовых ценах или замыкающих затратах t-го года, руб/год; S_t — сумма предстоящих капитальных и эксплуатационных (без отчисления на амортизацию в части реновации) затрат в t-м году эксплуатации (освоения), в состав капитальных затрат включается изменение остатка оборотных фондов в данном году эксплуатации, руб/год; $E_{\text{нп}}$ — норматив для приведения разновременных затрат и результатов.

В S_t предусматривалось учитывать величину убытков землепользователей и потерь сельскохозяйственного производства от изъятия или изменения качественного состояния сельскохозяйственных угодий, а также затраты на рекультивацию земель. Принимаются во внимание и другие виды нарушений окружающей среды. Такую денежную оценку месторождения предусматривалось использовать в комплексе с другими оценочными показателями: срок обеспечения запасами на производство установленного годового количества конечной продукции; годовая

сумма прибыли в дебетующих оптовых ценах; срок окупаемости капитальных вложений в разведку, эксплуатацию месторождения; производительность труда.

Недостатком этой и подобного рода методик учета фактора времени является то, что к одному моменту времени приводится прибыль (разница между ценностью добываемого полезного ископаемого и затратами) только за период эксплуатации месторождения. К тому же сроки или время получения ценности (продукции) от эксплуатации месторождения не совпадают со временем и сроками вложения затрат.

Многие составляющие затрат осуществляются (имеют место) как до получения продукции (до начала эксплуатации), так и после завершения отработки месторождений, а не только в период его эксплуатации. Поэтому в некоторые годы прибыли не будет или она будет отрицательной, например, в годы разведки месторождения, проектирования, строительства рудника, а также в послеликвидационный период.

До начала эксплуатации месторождения (иногда задолго до нее) осуществляются затраты на разведку месторождения и инфраструктуру региона, а также затраты на проектирование и строительство рудника и горно-обогатительного предприятия в целом.

В эти же периоды целый ряд отраслей, связанных с использованием земельных, водных, лесных и других природных ресурсов, а через эти отрасли и все общество несет убытки от вредного воздействия геологоразведочных и строительных работ. Это — затраты в смежных отраслях, которые также необходимо учитывать при оценке любого месторождения и определении эффективности геологоразведочных работ в целом.

Затраты такого рода продолжаются, как правило, в период эксплуатации (по-видимому, в этот период они будут максимальными), а также в период после завершения эксплуатации месторождения, причем в этот период они также могут быть весьма значительными. Особенно, если не производится восстановление объектов окружающей среды, нарушенных при разведке и разработке, и они остаются в таком состоянии в течение длительного времени, часто практически навсегда.

Два этих допущения во «Временной методике оценки месторождений» неминуемо приводят к завышенным результатам. Поэтому не случайно методика не нашла применения на практике.

Тем не менее, учет фактора времени в ряде случаев совершенно необходим. Например, для обоснования эффективности поэтапного освоения месторождений, особенно крупных по запасам. Соответственно и оценка месторождения должна учитывать поэтапную отработку: сначала построить рудник для разработки наиболее разведанной и богатой части месторождения с минимальными первоначальными капитальными затратами, а затем, после более детального изучения месторождения, реконструировать его, вовлечь в эксплуатацию обедненную часть запасов и увеличить производственную мощность предприятия.

Оценить месторождение при поэтапной его эксплуатации с учетом фактора времени можно на основе следующей формулы (руб.)

$$Д=\sum_{1}^{t_1} A_1 \left(ц_{д1}-с_{д1}\right)\frac{1}{\left(1+E_{нп}\right)^{t_1}}+\frac{1}{\left(1+E_{пн}\right)^{t_1}}\sum_{1}^{t_2} A_2 \left(ц_{д2}-с_{д2}\right)\frac{1}{\left(1+E_{нп}\right)^{t_2}}+$$

$$+\ldots+\frac{1}{\left(1+E_{нп}\right)^{t_1+t_2+\ldots+t_{к-1}}}\sum_{1}^{t_к} A_к \left(ц_{дк}-с_{дк}\right)\frac{1}{\left(1+E_{нп}\right)^{t_к}},$$

а в расчете на 1 т руды балансовых запасов

$$d=\frac{Д}{Q}.$$

В этих формулах: A_1, A_2, ..., $A_к$ — производственная мощность рудника 1-й, 2-й, ..., к-й очереди освоения месторождения, т/год; $ц_{д1}$, $ц_{д2}$, …, $ц_{дк}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы на руднике 1-й, 2-й, ..., к-й очередей, руб/т; $с_{д1}$, $с_{д2}$, …, $с_{дк}$ — затраты на добычу и переработку рудной массы в разные стадии освоения месторождения, руб/т; t_1, t_2, ..., $t_к$ — сроки работы предприятия в разные стадии освоения, лет; Д — доход; Q — запасы.

На многих месторождениях полезных ископаемых, особенно на месторождениях сложного строения и с неравномерным оруденением оценка запасов при варианте поэтапного освоения может оказаться значительно выше, чем при освоении их в одну очередь. При возможном уменьшении в этих условиях ошибки в определении величины запасов и содержания в них полезных компонентов в 2—3 раза общая ценность месторождения, определяемая величиной прибыли от поэтапной разработки, может увеличиться в 2—3 раза и более.

8.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ОСНОВНЫХ И СОПУТСТВУЮЩИХ ЗАТРАТ С УЧЕТОМ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ

Основные затраты на освоение и эксплуатацию месторождений полезных ископаемых приходятся на периоды разведки месторождения, проектирования и строительства горного предприятия, эксплуатации, а также на период после завершения отработки для выполнения предусмотренных проектом рекультивационных работ.

Сопутствующие затраты складываются, в основном, из двух главных составляющих: затрат на инфраструктуру и затрат, имеющих место в связи с вредным воздействием геологоразведочных и горных работ на окружающую среду. Если максимальные затраты на инфраструктуру приходятся главным образом на период до начала эксплуатации месторождения, то затраты, связанные с отрицательным воздействием на окружающую среду, имеют место как в периоды разведочных работ и пауз, связанных с задержкой освоения месторождения, так и в периоды проектирования горного предприятия, его строительства, разработки месторождения, рекультивационных работ после завершения освоения, а также в период после завершения всех работ из-за оставленных в результате эксплуатации месторождения нарушенных природных ресурсов в районе этого месторождения или даже на определенном отдалении от него.

Если за начало отсчета времени принять первый год эксплуатации месторождения, то основные затраты на производство и реализацию могут быть выражены следующей общей формулой (руб.)

$$З_т = З_{гр}+З_{пс}+З_{рм}+З_{тр},$$

где $З_{гр}$ — затраты на геологоразведочные работы; $З_{пс}$ — затраты на проектирование и строительство горного предприятия; $З_{рм}$ — затраты на разработку месторождения за весь срок его эксплуатации; $З_{тр}$ — затраты на транспорт и реализацию продукции за весь срок эксплуатации месторождения.

Экономическое значение затрат на геологоразведочные работы тем больше, чем ранее они возможны. Чем больше времени идет на выполнение геологоразведочных работ и чем больше разрыв со времени окончания разведки и утверждения запасов до на-

чала их эксплуатации, тем больше затраты. С учетом фактора времени они будут равны

$$З_{гр} = \left[\sum_{j=1}^{t_{гр}} З_{гр_j}\left(1+E_н\right)^{t_{гр}-1}\right]\left(1+E_н\right)^{t_о},$$

где $t_{гр}$ — время выполнения геологоразведочных работ на месторождении вплоть до утверждения запасов, лет; $З_{гр_j}$ — затраты на геологоразведочные работы в j-й год с начала их выполнения, руб/год; $t_о$ — время от окончания разведки месторождения до начала его эксплуатации (включая время на проектирование и строительство рудника), лет; $E_н$ — норматив для приведения разновременных результатов и затрат.

Затраты на проектирование и строительство горного предприятия определяются как

$$З_{пс} = \sum_{\varphi=1}^{t_{пс}} З_{пс\varphi}\left(1+E_н\right)^{t_{пс}-1},$$

где $З_{пс\varphi}$ — затраты на проектирование и строительство рудника в φ-й год, руб/год; $t_{пс}$ — срок проектирования и строительства рудника, лет.

Затраты собственно на разработку месторождения за весь срок его эксплуатации составят

$$З_{рм} = \sum_{\psi=1}^{t_{рм}} З_{рм\psi} \Big/ \left(1+E_н\right)^{t_{рм}-1},$$

где $З_{рм\psi}$ — затраты на разработку месторождений в ψ-й год, руб/год; $t_{рм}$ — срок эксплуатации месторождения, лет.

Затраты на транспортировку и реализацию будут равны

$$З_{тр} = \sum_{\psi=1}^{t_{рм}} З_{рм\psi} \Big/ \left(1+E_н\right)^{t_{рм}-1},$$

где $З_{тр}$ — затраты на транспортировку и реализацию продукции, руб/год.

Анализируя формулу для определения величины затрат на геологоразведочные работы с учетом фактора времени их вложения, можно заметить, что экономически невыгодно растягивать сроки выполнения этих работ и тем более выполнять их задолго до начала эксплуатации месторождения. Однако существующий порядок госбюджетного финансирования геологоразведочных работ и погашения затрат на эти работы на основе потонной ставки не дает возможности для реальной оценки эффективности геологоразведочных работ и месторождения в целом, не стимулирует скорейшего вовлечения разведанных запасов в эксплуатацию В результате, в ряде случаев созданы неоправданно огромные запасы разведанных месторождений, которые не будут эксплуатироваться долгие годы, а некоторые — практически никогда.

При преждевременном вкладе средств в разведку месторождений и таким образом замораживании их упускается реальная возможность получения определенной прибыли от этих средств.

Однако пока фактор времени вложения затрат на разведку не учитывается и они включаются по современному номиналу в виде потонной ставки за погашение в процессе эксплуатации балансовых запасов в себестоимость добычи полезного ископаемого. Сопутствующие затраты на инфраструктуру осуществляются в основном до начала эксплуатации месторождения и определяются по формуле

$$З_{пс} = \sum_{\eta=1}^{t_{пс}} З_{пс\eta}\left(1+E_н\right)^{t_{пс}-1},$$

где $З_{пс\eta}$ — затраты на инфраструктуру в η-й год, руб/год; $t_{пс}$ — время вкладывания средств в инфраструктуру, лет.

Сопутствующие затраты, связанные с отрицательным влиянием горных работ на окружающую среду, определяются по формуле

$$З_{ос} = \sum_{j=1}^{t_{гр}+t_о} З_{осгр}\left(1+E_н\right)^{t_{гр}+t_о-1} + \sum_{1}^{t_с} З_{осор}\left(1+E_н\right)^{t_с-1} + \sum_{\psi=1}^{t_{рм}} З_{осрм} \Big/ \left(1+E_н\right)^{t_{рм}-1} +$$

$$+ \sum_{1}^{t_{ор}} \left[З_{осор} \Big/ \left(1+E_н\right)^{t_{ор}-1}\right] \Big/ \left(1+E_н\right)^{t_{рм}},$$

где $З_{осгр}$ — затраты связанные с отрицательным влиянием геологоразведочных работ на окружающую среду, в j-м году, руб/год; $З_{осор}$ — затраты, связанные с влиянием работ по строительству рудника на окружающую среду в период строительства, руб/год; $З_{осрм}$ — затраты, связанные с влиянием горных работ на окружающую среду

в период разработки месторождения в ψ-м году, руб/год; $З_{осор}$ — затраты, связанные с нарушением окружающей среды после окончания разработки месторождения, руб/год; $t_{пр} + t_о$ — время, в течение которого имеют место последствия геологоразведочных работ, лет; $t_с$ — срок строительства рудника, лет; $t_{ор}$ — период после окончания разработки месторождения, в течение которого остаются невосстановленными объекты природы и окружающей среды, нарушенные геологоразведочными, строительными и горными работами, лет.

В случаях, когда на месторождении уже ведутся горные работы и уже осуществлены основные и сопутствующие затраты, связанные с освоением этого месторождения и требуется обосновать целесообразность вовлечения дополнительных запасов (например, за счет повторной разработки или вовлечения в добычу забалансовых запасов), необходимо учесть лишь дополнительные затраты, требуемые для разработки этих запасов. В частности, при повторной разработке и вовлечении в эксплуатацию запасов забалансовых руд многие основные затраты (на геологоразведочные работы, строительство рудника и т.п.) и сопутствующие затраты (на инфраструктуру и охрану окружающей среды) могут быть минимальными или отсутствовать совсем. Только при значительном снижении содержания металлов в добываемой и перерабатываемой рудной массе необходимо учесть дополнительные затраты, связанные с отвалами и хвостохранилищами. Аналогично этому вовлечение в эксплуатацию новых балансовых запасов на освоенном месторождении будет связано лишь с дополнительными основными и сопутствующими затратами, включая дополнительные эксплуатационные затраты, в том числе полностью затраты на погашение геологоразведочных работ.

В ряде случаев при повторной разработке, а также при освоении новых запасов — забалансовых и ранее оставленных в целиках, дополнительные затраты на строительство рудника и инфраструктуру незначительны и ими можно пренебречь. А поскольку объекты окружающей среды на месторождении уже нарушены, то затраты, связанные с этим, также могут не учитываться. Благодаря этому могут оказаться эффективными для повторной или попутной разработки запасы со сравнительно низким содержанием металлов в руде.

Величины текущих (эксплуатационных) затрат и капитальных вложений, входящие в основные формулы для оценки месторождения, можно установить на основе соответствующих нормативных данных по удельным капиталовложениям, удельным эксплуатационным расходам, согласно действующим отпускным ценам, нормам выработки, расхода материалов, энергии, тарифным ставкам, расценкам и т.д. На основе нормативных данных определяются сметные стоимости и удельные капитальные затраты, а также другие экономические показатели применительно к конкретным условиям месторождения и проектируемого на нем рудника.

Показатели, принятые на основе практических данных аналогичных предприятий даже в совершенно одинаковых горно-геологических условиях, должны быть приведены в сопоставимый вид с учетом производственной мощности предприятия, глубины разработки и других факторов.

Затраты на основное производство могут быть определены по методикам, приведенным в гл. 3. Зная затраты на добычу и переработку 1 т добытой рудной массы, можно определить себестоимость концентратов и металлов, которая складывается из затрат на добычу, обогащение и металлургический передел в зависимости от выхода концентрата и металла из 1 т рудной массы, который определяется по формулам:

а) выход концентрата

$$\gamma_к = \frac{a\varepsilon_о}{\beta_к};$$

б) выход металла

$$\gamma_м = \frac{a\varepsilon_о\varepsilon_м}{\beta_м},$$

где a — содержание металла в добытой рудной массе, %; $\beta_к$ и $\beta_м$ — содержание металла в концентрате и в конечном продукте (например, в чугуне, черновой меди и т.п.), %; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение металлов при обогащении рудной массы и переработке концентратов, доли ед.

Себестоимость 1 т концентрата (руб.) равна

$$с_к = \frac{с_д + с_о}{\gamma_м} = (с_д - с_о)\frac{\beta_к}{a\varepsilon_о}.$$

Себестоимость (руб/т) конечной продукции (металла)

$$c_м=(c_д+c_о)\frac{\beta_м}{a\varepsilon_о\varepsilon_м}+(c_т-c_з)\frac{\beta_м}{\beta_к\varepsilon_м},$$

где $c_д$ и $c_о$ — затраты на добычу и обогащение рудной массы, руб/т; $c_т$ и $c_з$ — затраты па перевозку и металлургический передел 1т концентрата, руб/т.

Иногда необходимо определить затраты на добычу и переработку рудной массы с учетом всех стадий работ, т.е.

$$c_{дм}=c_д+c_о+\sum_1^n\frac{a\varepsilon_о}{\beta_к}(c_т-c_з).$$

При известной производственной мощности рудника по рудной массе его производительная мощность по металлу будет равна

$$A_м=0{,}01Aa\varepsilon_о\varepsilon_м,$$

а по металлу в концентрате

$$A'_м=0{,}01Aa\varepsilon_о.$$

И наоборот, при заданной производственной мощности рудника по металлу годовая добыча по рудной массе (т/год) должна быть равна

$$A=A_м/0{,}01a\varepsilon_о\varepsilon_м,$$

Определение величины сопутствующих затрат в связи с влиянием геологоразведочных и горных работ на окружающую среду может быть осуществлено на основе методики, приведенной в главе 3. Ущерб, который наносится окружающей среде геологоразведочными и горными работами, является неотъемлемой составной частью издержек общества для производства необходимого количества материалов, топливно-энергетических ресурсов, удобрений, строительных материалов и других продуктов, получаемых из добываемых полезных ископаемых. Он имеет место как в период разведки и эксплуатации месторождений, так и в послеликвидационный период.

8.6. ОБОСНОВАНИЕ КОНДИЦИЙ И ВЫБОР КОНТУРА МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Кондиции на руду представляют собой совокупность требований к качеству полезных ископаемых в недрах и к горнотехническим условиям разработки, которые принимаются за основу при подсчете запасов и разделения их на балансовые и забалансовые. Часть кондиций – это предельные значения показателей качества руды, соблюдение которых обеспечивает экономичность капитальных и эксплуатационных затрат. Часто качественные кондиции на руду определяются количеством запасов и возможными масштабами горных работ. Кондиции бывают временные и постоянные, хотя фактически постоянные также периодически пересматриваются. Постоянные кондиции утверждаются ГКЗ (кроме золота, олова и некоторых других цветных и редких металлов, которые утверждаются соответствующими министерствами и ведомствами). Они разрабатываются проектными институтами по результатам детальной разведки, а для эксплуатируемых месторождений — по данным разведочных и эксплуатационных работ.

В соответствии с инструкцией ГКЗ по экономической оценке месторождений под кондициями на руду понимают:

1) минимальное промышленное содержание металлов в руде подсчетного блока;

2) допустимый коэффициент рудоносности (для весьма сложных месторождений);

3) бортовое содержание полезного компонента в отдельных пробах;

4) минимальную выемочную мощность рудного тела;

5) минимальное содержание попутных компонентов.

Кроме того, могут быть установлены кондиции по зольности (для угля), по кремниевому модулю как отношение Al_2O_3/SiO_2 для бокситов, по максимальной мощности прослойков пород внутри рудной залежи, по максимальному содержанию окисленных форм, вредных примесей и т.д.

Кондиции устанавливаются на определенный срок и периодически пересматриваются по мере изменения горно-геологических и экономических условий.

Минимальное промышленное содержание — это такое содержание полезных компонентов в руде, ниже которого руда

данного месторождения становится непромышленной, т.е. экономически невыгодной для добычи и переработки. Оно необходимо при подсчете запасов для оценки включения в подсчет или исключения того или иного геологического блока. Как правило, минимальное промышленное содержание меньше среднего содержания металлов в запасах.

Для простых однокомпонентных руд минимальное промышленное содержание определяется из условия равенства затрат и извлекаемой ценности

$$0{,}01c\varepsilon(1-\mathrm{P})\mathrm{ц}=З,$$

откуда

$$c_{\min}=\frac{З\cdot 100}{\mathrm{ц}\varepsilon(1-\mathrm{P})},$$

если

$$\frac{c(1-\mathrm{P})\varepsilon \mathrm{ц}_{\mathrm{к}}}{\beta}=З,$$

где З — затраты на добычу и переработку 1 т минерального сырья, руб/т; ц — оптовая отпускная цена 1т полезного компонента в концентрате, руб/т; ε — извлечение полезного компонента в концентрат, доли ед.; Р — разубоживание, доли ед.; β — содержание полезного компонента в концентрате, %; $\mathrm{ц}_{\mathrm{к}}$ — отпускная цена концентрата, руб/т; $c_{\min}$ — минимальное промышленное содержание металла в руде, %.

Некоторые специалисты принимают за основу ценности руды и месторождения в целом не отпускную цену, а замыкающие затраты, в которых учитывают капиталовложения. При этом минимальное промышленное содержание металла в руде равно

$$c_{\min}=\frac{\left(c+E_{\mathrm{н}}\mathrm{K}_{\mathrm{уд}}\right)100}{З_{\mathrm{зк}}\varepsilon(1-\mathrm{P})},$$

где $З_{\mathrm{зк}}$ — замыкающие приведенные затраты на производство металла в концентрате и замыкающие приведенные затраты на производство концентрата.

Применительно к современным экономическим условиям при определении минимального промышленного содержания необходимо учитывать капиталовложения. Например, на основе равенства

$$0{,}01c(1-\mathrm{P})\varepsilon_{\mathrm{o}}\varepsilon_{\mathrm{цм}}=c_{\mathrm{д}}+c_{\mathrm{o}}+c_{\mathrm{м}}+\sum_{i=1}^{n}\mathrm{K}_{\mathrm{уд}},$$

$$c_{\min}=\frac{100\sum_{i=1}^{n}\left(c_{\mathrm{д}i}+\mathrm{K}_{\mathrm{уд}i}\right)}{(1-\mathrm{P})\varepsilon_{\mathrm{o}}\varepsilon_{\mathrm{м}}\mathrm{ц}_{\mathrm{м}}},$$

где n — число этапов добычи и переработки рудной массы (равно трем — добыча, обогащение и металлургический передел); $c_{\mathrm{д}i}$ и $\mathrm{K}_{\mathrm{уд}i}$ — эксплуатационные и удельные капитальные затраты на i-м этапе добычи и переработки, руб/т; $\mathrm{ц}_{\mathrm{м}}$ — отпускная цена металла, руб/т.

Минимально допустимый *коэффициент рудоносности* определяется для месторождений (ртути, некоторых оловянных, редкометалльных и др.) с крайне сложным распределением полезных компонентов, как отношение объема промышленной руды к общему объему рудного тела. Он всегда меньше единицы. Его минимально допустимая величина устанавливается как и минимальное промышленное содержание — из условия равенства извлекаемой ценности руды и затрат на ее добычу, обогащение и металлургический передел:

$$0{,}01c(1-\mathrm{P})\varepsilon_{\mathrm{o}}\varepsilon_{\mathrm{м}}\mathrm{ц}=\frac{(\mathrm{A}_1+\mathrm{A}_2)(1-\mathrm{P})}{\mathrm{K}_{\mathrm{p}}(1-\mathrm{П})}+\mathrm{A}_3+\mathrm{A}_4+\mathrm{A}_5,$$

откуда

$$\mathrm{K}_{\mathrm{p}}=\frac{(\mathrm{A}_1+\mathrm{A}_2)(1-\mathrm{P})}{\left[0{,}01c(1-\mathrm{P})\varepsilon_{\mathrm{o}}\varepsilon_{\mathrm{м}}\mathrm{ц}-(\mathrm{A}_3+\mathrm{A}_4+\mathrm{A}_5)\right](1-\mathrm{П})},$$

где A_1 — затраты на разведку запасов и амортизацию, руб/т балансовых запасов; A_2 — затраты на горно-подготовительные работы, руб/т балансовых запасов; A_3 — затраты на отбойку, выпуск, последующие процессы добычи и обогащения 1 т рудной массы, руб/т; A_4 — затраты на обогащение, руб/т; A_5 — затраты на металлургический передел,

приходящийся на 1 т рудной массы, руб/т; c — содержание цветного металла в руде балансовых запасов, %; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; $\varepsilon_о$ и $\varepsilon_м$ — извлечение металла при обогащении в концентрат и при металлургическом переделе из концентрата, доли ед.; ц — отпускная цена металла, руб/т.

Аналогично можно определить предельный коэффициент рудоносности и для других случаев. Например, для условий разработки ртутного месторождения, на котором рудная масса без обогащения перерабатывается на металлургическом заводе,

$$0{,}01c(1-Р)\varepsilon_м ц_м \frac{(A_1+A_2)(1-Р)}{K_р(1-П)}+A_3+A_5,$$

откуда допустимый коэффициент рудоносности

$$K_р=\frac{(A_1+A_2)(1-Р)}{\left[0{,}01c(1-Р)\varepsilon_м ц_м-(A_3+A_5)\right](1-П)}.$$

С учетом капиталовложений в добычу и металлургический передел минимально-допустимый коэффициент рудоносности для того же примера может быть определен по формуле

$$K_р=\frac{(A_1+A_2)(1-Р)}{\left[0{,}01c(1-Р)\varepsilon_м ц_м-\left(A_3+A_5+\sum_{i=1}^{n}K_{удi}\right)\right](1-П)}.$$

В тех случаях, когда руда полиметаллическая, для решения задачи используют условный (основной) компонент, а содержания других компонентов пересчитывается на этот условный компонент с помощью переводных коэффициентов.

Однако, таким путем задача установления промышленного минимума, хотя и решается довольно просто, но ответ ее весьма приблизительный, так как содержания разных металлов в руде очень сильно отличаются. В силу этого и разное извлечение полезных компонентов.

Особенно сильно отличаются показатели извлечения полезных компонентов в разноименные концентраты, что при современном уровне комплексности использования руд весьма важно. Поэтому для многокомпонентных руд лучше определять

не содержание, а минимальную промышленную ценность руды с учетом извлечения всех полезных компонентов, когда ее ценность $ц_д$ равна затратам З.

Необходимо иметь в виду, что в ряде случаев при снижении промминимума можно не только не уменьшить эффективность использования месторождения и прибыльность предприятий, а наоборот, значительно ее увеличить. Так, на многих рудниках благодаря снижению промминимума были увеличены запасы не только руды, но и металла, что позволило применить высокопроизводительную технологию и резко увеличить масштабы работ. В результате значительно снизились производственные затраты и повысилась эффективность разработки.

Поэтому в общем случае кондиции на руду должны устанавливаться на основе сравнения нескольких вариантов, соответствующих разным контурам месторождения и соответственно различным средним содержанием металлов в руде. Расчеты ведут обычно при разных значениях бортового содержания.

Бортовым называется минимальное содержание полезных компонентов в единичных пробах, по которым устанавливают контур (борт) залежи, границы ее с породами. *Бортовое содержание* всегда меньше среднего и минимально промышленного и устанавливается на основе экономических расчетов по данным опробования. Обычно расчет ведется методом вариантов, который особенно эффективен при многокомпонентных, комплексных рудах, контуры распространения разных компонентов в которых не совпадают, а зависимости извлечения их при обогащении отличаются.

Суть метода вариантов заключается в том, что в пределах месторождения выбирают несколько контуров оруденения с различным средним (средней ценностью) и соответственно бортовым содержанием металла (бортовой ценностью руды), для каждого из этих контуров запасов делается обсчет всех основных технико-экономических показателей, устанавливается оптимальный вариант разработки для каждого контура и на основе сравнения выбирается контур, обеспечивающий максимальную экономическую эффективность с учетом полноты извлечения из недр.

В условиях сравнительно простых по структуре и оруденению месторождений различие между балансовыми и забалансовыми рудами основывается на оценке степени их кондиционности ис-

ходя из условия равенства извлекаемой ценности из 1 т руды запасов и затрат на добычу и переработку

$$\frac{(1-П)}{(1-Р)} ц_д \geq \frac{(1-П)}{(1-Р)} с_д$$

или $\frac{ц_д}{с_д} \geq 1$.

Здесь $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку до конечных продуктов (металлов) руб/т; $\frac{(1-П)}{(1-Р)}$ — коэффициент выхода рудной массы из 1 т руды оцениваемого запаса; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.

Если затраты $с_д$ превышают извлекаемую ценность $ц_д$ и $\frac{ц_д}{с_д} < 1$, то руды некондиционны (забалансовые). Если больше, то руды относятся к балансовым. Чем больше величина этого отношения, тем выше уровень кондиционности руд и их ценность.

В условиях месторождений сложного строения с неравномерным оруденением задача усложняется тем, что на разных участках и блоках месторождения содержание металлов и других параметров могут сильно отличаться. Поэтому на таких месторождениях обычно выделяют несколько контуров.

В подобных случаях наиболее полная оценка месторождений (цветные и черные металлы и др.) возможна лишь при одновременном решении задачи выбора оптимального контура выемки и оптимальной производственной мощности рудника. При разных контурах выемки месторождения обеспечивается различная производственная мощность рудника, а следовательно, и срок отработки месторождения. Поэтому простое сопоставление величины суммы прибыли по контурам месторождения без учета фактора времени неправомерно.

С целью правильного сравнения разных контуров месторождения необходимо для каждого из них определить оптимальную производственную мощность рудника и оптимальные условия эксплуатации. Обосновав оптимальную производственную мощность

для каждого контура, можно сравнить между собой показатели разных контуров. При этом необходимо иметь в виду, что по мере расширения контуров месторождения увеличиваются общие запасы месторождения, но снижается среднее содержание металлов в балансовых запасах, увеличивается производственная мощность предприятия по рудной массе и в большинстве случаев по конечной продукции. Уменьшение содержания в руде металлов снижает ценность добываемой рудной массы, зато, благодаря увеличению масштабов месторождения и предприятия, падают удельные затраты на добычу и переработку.

Кроме того, по мере роста масштабов месторождения и предприятия растет производительность труда по рудной массе. Однако, по мере снижения содержания металлов в руде (по мере присоединения того или иного контура) производительность труда по конечному продукту падает, что в определенный момент может привести к уменьшению производительности труда по металлу, несмотря на рост ее по рудной массе.

При сравнении контуров месторождения весьма важно иметь в виду, что по мере увеличения запасов руды можно значительно повысить производственную мощности предприятия не только по рудной массе, но и по конечному продукту, а следовательно, уменьшить удельные капитальные вложения и эксплуатационные затраты. Чтобы обеспечить условия соизмеримости затрат при разном содержании металлов в руде разных контуров, необходимо один из вариантов принять за базовый.

При этом варианте контур месторождения, который принят за базовый, например, с минимальными запасами руды и максимальным содержанием в них металлов (содержания металлов в руде этого контура также следует принять за базовые), необходимо определить общую сумму прибыли за период эксплуатации месторождения по каждому контуру.

В общем виде критерий оценки эффективности какого-то базового варианта разработки месторождения может быть представлен суммой дисконтированной прибыли, которая должна быть получена в течение расчетного периода времени, за вычетом капиталовложений на строительство, реконструкцию, расширение или техническое перевооружение, необходимых для осуществления этого варианта, по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_б+t_р}П_{ргб_t}=\sum_{t=1}^{t_р}A_{б_t}(ц_{дб_t}-с_{дб_t})/(1+E)^{t_р-1}-\sum_{t=1}^{t_{сб}}К_{б_t}(1+E_к)^{t_{сб}}-$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_{б1}}}\sum_{t=1}^{t_{сб1}}К_{бр_t}(1+\gamma_1E_к)^{t_{сб1}}-\frac{1}{(1+E)^{t_{б1}+t_{б2}}}\sum_{t=1}^{t_{сб2}}К_{бр_t}(1+\gamma_2E_к)^{t_{сб2}}-$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_{бn}}}\sum_{t=1}^{t_{сбn}}К_{бр_t}(1+\gamma_nE_к)^{t_{сбn}},$$

где $П_{ргб_t}$ — сумма прибыли за t-й год при базовом варианте за вычетом капитальных затрат, руб/год; $t_с$ — срок строительства горного предприятия (до начала эксплуатации рудника), лет n — число реконструкций рудника за расчетный период времени эксплуатации; t_1, t_2, ..., t_n — время интервала с начала эксплуатации до начала 1-й, 2-й, ..., n-й реконструкции рудника, лет; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов (в частности, срок отработки месторождения и ликвидации рудника), лет; $A_{б_t}$ — производственная мощность рудника при базовом варианте в t-й год, т/год; $ц_{дб_t}$ и $с_{дб_t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные (текущие) затраты на добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $К_{б_t}$ — капитальные затраты на строительство рудника (до начала его эксплуатации) при базовом варианте в t-й год строительства, руб/год; $К_{бр_t}$ — капитальные затраты на реконструкцию рудника при базовом варианте в t-й год, руб/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки на кредит для выполнения капитальных работ по строительству и реконструкции рудника, доли ед.; γ_1, γ_2, ..., γ_n — доля заемных (под проценты) капитальных средств для 1-й, 2-й, ..., n-й реконструкции рудника, доли ед.; $t_{сбn}$ — срок выполнения капитальных работ при n-й реконструкции (базовый вариант), лет; $\Sigma t_{бi}=t_{б1}+t_{б2}+t_{б3}$.

При каком-то другом варианте разработки (новом) критерий оценки эффективности может быть представлен аналогичной формулой (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р}П_{рг_t}=\sum_{t=1}^{t_р}A_t(ц_{д_t}-с_{д_t})/(1+E)^{t_с}-\sum_{t=1}^{t_р}К_t(1+E_к)^{t_с}-$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_1}}\sum_{t=1}^{t_{с1}}К_{р_t}(1+\gamma_1E_к)^{t_{с1}}-\frac{1}{(1+E)^{t_1+t_2}}\sum_{t=1}^{t_{с2}}К_{р_t}(1+\gamma_2E_к)^{t_{с2}}-$$

$$-\ldots-\frac{1}{(1+E)^{t_{сn}}}\sum_{t=1}^{t_{сn}}К_{р_t}(1+\gamma_nE_к)^{t_{сn}}.$$

Обозначения те же что и в предыдущей формуле только для нового варианта.

Если общая величина капитальных вложений и стоимость производственных фондов при сравниваемых вариантах разработки существенно отличаются, то при определении величины прибыли к извлекаемой ценности добываемой рудной массы необходимо прибавлять величину амортизации на реновацию производственных фондов, приходящуюся на единицу добычи.

Если величина производственных фондов примерно одинакова при обоих сравниваемых вариантах разработки, то величину амортизации можно учитывать только в эксплуатационных затратах, поскольку это незначительно повлияет на результаты сравнительной оценки, но позволит более правильно учесть влияние полноты и качества использования недр на эффективность сравниваемых вариантов, особенно если данные варианты сильно отличаются по показателям потерь и разубоживания. На основании расчетов для проектирования можно принять запасы, соответствующие наиболее выгодному контуру (бортовому содержанию) с учетом общей тенденции к дальнейшему вовлечению в эксплуатацию все более бедных руд.

Кроме установления показателей максимальной прибыли, для оценки месторождения и выбора его оптимального контура необходимо определить также следующие показатели:

1) сумму капитальных вложений по различным вариантам контуров месторождения;
2) стоимость основных и оборотных фондов предприятия;
3) численность работающих;
4) годовой доход предприятия;
5) производственную мощность предприятия по рудной массе и конечному продукту;
6) срок окупаемости капиталовложений;
7) удельные текущие и капитальные затраты;
8) производительность труда по рудной массе и конечному продукту.

Следует отметить, что по мере совершенствования техники и технологии добычи и переработки руд, а также исчерпания запасов богатых руд в эксплуатацию вовлекаются все более бедные руды. По-видимому, такая тенденция к снижению содержания металлов в

руде будет иметь место и в будущем. Поэтому при установлении кондиций важно иметь в виду возможность использования руд, являющихся в настоящее время забалансовыми, но которые могут быть вовлечены в эксплуатацию в период существования рудника.

Кроме минимального промышленного и бортового содержания иногда определяется минимальная выемочная мощность рудного тела или максимальная мощность породных прослойков внутри залежи. Благодаря низкому уровню затрат при больших масштабах предприятия часто оказываются весьма ценными месторождения или контуры (части) месторождений с очень небольшим содержанием металлов в руде.

Если в пределах рудного тела мощностью М имеется породный прослоек мощностью $m_п$, то условие равенства затрат и результатов будет иметь вид

$$c_д = 0{,}01\left[(М - m_п) + m_п c_п\right](1-Р)\varepsilon ц / М,$$

откуда максимально допустимая мощность породного прослойка

$$m_п = \frac{М\left[0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о ц - c_д\right]}{0{,}01(c - c_п)(1-Р)\varepsilon_о ц},$$

где $c_д$ — затраты на добычу и переработку рудной массы, руб/т; c и $c_п$ — содержание металла в руде и в породном прослойке, %; ε и ц — извлечение металла при переработке рудной массы (доли ед.) и его отпускная цена в конечном продукте переработки, руб/т; Р — разубоживание руды, доли ед.

Если в пределах выемочной мощности М′ мощность рудной жилы равна $m_р$, то условие равенства затрат и результатов

$$c_д = 0{,}01\frac{m_р c + (М' - m_р)c_п}{М'}\varepsilon_о ц,$$

откуда минимальная выемочная мощность рудного тела

$$m_р = \frac{М'\left[c_д - 0{,}01c_п(1-Р)\varepsilon_о ц\right]}{0{,}01(c - c_п)(1-Р)\varepsilon_о ц}.$$

Если в породах *нет полезного компонента*, то формулы будут иметь вид:

$$m_п = \frac{М\left[0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о ц - c_д\right]}{0{,}01(c - c_п)(1-Р)\varepsilon_о ц};$$

$$m_р = \frac{М' c_д}{0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о ц}.$$

Аналогично решаются задачи определения других кондиций.

8.7. ПРИНЦИПЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ НЕДР И ДРУГИХ ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

При оценке рудных месторождений важно учитывать весь комплекс природных ресурсов, рассматривать любое рудное месторождение в увязке с использованием земель, а также других полезных ископаемых (стройматериалов, воды и т.п.), находящихся в пределах влияния горных работ на рудном месторождении. Следует иметь в виду, что использование одного ресурса (получение ценности с рудного месторождения) может повлечь сокращение продуктивности других ресурсов или полное их уничтожение.

До настоящего времени использование всех этих источников осуществлялось разрозненно, на основе узковедомственного и вместе с тем индивидуального подхода к каждому месторождению или какому-то другому источнику удовлетворения потребностей в минеральном сырье, большим числом министерств и ведомств, у каждого из которых были свои ведомственные интересы. В результате такого разобщения имеет место огромный перерасход всех природных, трудовых и материальных ресурсов, включая месторождения полезных ископаемых и окружающую месторождения природу.

Очень много мелких предприятий. Каждое ведомство эксплуатирует «свои» месторождения и только «свои» полезные ископаемые, что предопределяет необходимость разведки и эксплуатации одновременно огромного количества месторождений и распыленность огромных средств. Ликвидация ведомственного подхода и переход на более комплексное освоение месторождений позволит прежде всего существенно сократить число разведуемых и эксплуатируемых месторождений полезных ископаемых (при полном

удовлетворении потребностей), соответственно уменьшив и количество нарушаемых горными и геологоразведочными работами природных объектов. Уменьшится количество рабочих поселков и вырастут их масштабы.

В соответствии с достигнутой степенью комплексности освоения недр увеличится производственная мощность предприятий по объему добываемой и используемой горной массы, что позволит в свою очередь уменьшить удельные капитальные и эксплуатационные затраты на предприятиях по разведке, добыче и переработке полезных ископаемых (масштабы предприятий будут значительно больше), а также затраты, связанные с пассивной частью капиталовложений (строительство поселков, городов, дорог и т.п.).

Кроме того, повысится качество добываемых полезных ископаемых, что увеличит эффективность работы перерабатывающих предприятий и отраслей. В отдельных случаях несколько возрастут удельные капитальные затраты и эксплуатационные расходы на добычу и переработку в связи с необходимостью раздельной добычи и переработки разных полезных ископаемых (при прочих равных условиях), но это увеличение в ряде случаев может быть компенсировано и даже превышено за счет роста масштабов предприятий. Этот вопрос может рассматриваться по аналогии с забалансовыми запасами: растет объем добычи, снижаются капитальные и эксплуатационные затраты, но снижается средневзвешенная ценность по комплексу всех полезных ископаемых.

Оптимальная степень комплексности освоения недр, видимо, будет в разных регионах отличаться весьма существенно. В зависимости от плотности расположения месторождения, их состава и условий локализации, количества и качества полезных ископаемых в том или ином месторождении, освоения инфраструктуры региона, наличия транспортных путей, потребностей региона в тех или иных полезных ископаемых и полезных компонентах и т.д.

Учет комплексности использования всех природных ресурсов позволит более объективно установить ценность того или иного месторождения полезных ископаемых и связанные с его освоением затраты народного хозяйства в той или иной части нашей страны. В целом ряде случаев может оказаться, что в обжитых районах с богатыми землями и другими природными ресурсами

богатое по содержанию металлов месторождение будет гораздо ниже по ценности, чем более бедное по содержанию, но в менее обжитых районах с бедными бесплодными землями.

Оценка эффективности комплексного освоения недр и обоснования оптимального уровня комплексности использования всей совокупности полезных ископаемых должна основываться на общей модели системы обеспечения народного хозяйства страны минерально-сырьевыми ресурсами. Эта система должна быть единой для всей страны и включать в себя стадии разведки, добычи и переработки всех необходимых полезных ископаемых, а также использование различных побочных продуктов и отходов разных отраслей горно-добывающей промышленности.

При этом необходимо иметь в виду возможность повторного использования ресурсов (повторная разработка месторождения на основе вовлечения в эксплуатацию ранее потерянных и бывших ранее забалансовыми запасов, вторичное использование черных и цветных металлов, их оборотное использование, оборотное использование воды, более широкое применение хвостов обогащения, шлаков металлургических заводов и других отходов производства), а также снижения отрицательного влияния горных работ на окружающую среду. Необходимо учитывать, что в зависимости от уровня решения этой задачи эффективность будет очень сильно отличаться. Для предприятия она будет одной, отрасли — другой, а для народного хозяйства в целом — третьей.

При оптимизации уровня комплексности использования месторождений следует учитывать не только руду того или иного вида и сорта, но и строительные материалы, породы вскрыши и проходки выработок, отходы добычи и обогащения (переработки), воду, выработанное пространство, пригодное для использования в народнохозяйственных целях и т.п.

Выработанное пространство месторождения при соответствующей технологии горных работ вполне может стать полезным компонентом.

Средневзвешенная извлекаемая ценность при комплексном использовании месторождения может либо увеличиваться (при вовлечении в эксплуатацию более эффективного полезного ископаемого), либо уменьшаться (при вовлечении малоценного полезного ископаемого). Оптимальный уровень комплексности

использования месторождения, т.е. обеспечивающий максимальную экономическую эффективность от разработки месторождения и использования оптимального количества полезных ископаемые, а в каждом полезном ископаемом — оптимального количества полезных компонентов, должен быть разным для разных месторождении и регионов.

В ряде случаев при комплексном освоении потребуется увеличить капитальные и эксплуатационные затраты на транспорт и потребление конечной продукции.

В общем виде экономико-математическая модель оптимизации использования отдельного месторождения с позиции интересов работающего на нем горного предприятия может быть представлена следующими выражениями:

а) при неизменной величине капиталовложений или производственных фондов по прибыли в расчете на единицу сопоставимой продукции (руб/т)

$$\sum_{j=1}^{m} П_р = \frac{A_б ц_{дб} + \sum_{j=m_б}^{m} A_j ц_{дj} - \left(A_б c_{дб} + \sum_{j=m_б}^{m} A_j c_{дj} \right) - \sum_{j=1}^{m_б} К_{бj} (1 + E_к)}{A_б} \to \max,$$

б) при необходимости дополнительных капиталовложений

$$\sum_{j=1}^{m} П_р = \frac{A_б ц_{дб} + \sum_{j=m_б}^{m} A_j ц_{дj} - \left(A_б c_{дб} + \sum_{j=m_б}^{m} A_j c_{дj} \right) -}{A_б}$$

$$\frac{- \sum_{j=1}^{m_б} К_{бj} (1 + E_к) - К_j (1 + E_к)}{} \to \max.$$

В этих формулах: $A_б$ — производственная мощность рудника при какой-то базовой степени комплексности использования месторождения (например, по одному полезному ископаемому, одному сорту или виду руды) т/год; A_j — дополнительная производственная мощность рудника по j-му полезному ископаемому, т/год; $ц_{дбj}$ и $ц_{дj}$ — извлекаемая ценность добытых полезных ископаемых при базовом варианте и j-го вовлекаемого в эксплуатацию полезного ископаемого, руб/т; $c_{дб}$ — себестоимость добычи и переработки полезного ископаемого при базовом варианте комплексности использования месторождения; $c_{дj}$ — дополнительные затраты

на добычу и переработку при вовлечении в эксплуатацию j-го полезного ископаемого, руб/т; $К_{бj}$ — капитальные затраты, необходимые для освоения j-го ресурса при базовом варианте, руб.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредиты для выполнения капитальных работ, доли ед.; $К_j$ — дополнительные капитальные вложения для вовлечения в эксплуатацию j-го полезного ископаемого в объеме A_j, руб.; $m_б$ и m — число добываемых и перерабатываемых полезных ископаемых при базовом и любом другом вариантах комплексности использования месторождения (если один сорт руды или одно полезное ископаемое, то $m_б = 1$).

Далее должна быть определена эффективность тех или иных мероприятий по комплексному использованию всех природных ресурсов для более высоких уровней управления (комбината, совокупности предприятий, отрасли, совокупности отраслей или в целом народного хозяйства). На основе сопоставления этих показателей могут быть выбраны и разработаны для каждого уровня свои экономически выгодные мероприятия по экономическому стимулированию повышения полноты и качества использования недр и других природных ресурсов.

Учет комплексности использования всех природных ресурсов позволит более объективно установить народнохозяйственную ценность того или иного месторождения полезных ископаемых и связанные с его освоением затраты народного хозяйства в той или иной части нашей страны.

По этой же методике может быть осуществлена оценка целесообразности вовлечения в эксплуатацию дополнительных запасов на действующих предприятиях.

Вовлечение в эксплуатацию дополнительных запасов, а как правило, это бывают запасы бедных и очень бедных по содержанию руд, оказывает очень большое влияние на все основные технико-экономические показатели действующих горно-добывающих и перерабатывающих предприятий, величину извлекаемых запасов и содержание металлов в добываемой рудной массе, эксплуатационные затраты, показатели использования капиталовложений и производственных фондов, производительность труда, производственную мощность предприятия и срок отработки месторождения и др. Кроме этого, имеют место последствия и у потребителя, которые используют руды, концентраты, металлы и другую продукцию горно-добывающих предприятий.

При наличии резерва мощностей предприятия и значительных запасов, дополнительно вовлекаемых в эксплуатацию даже очень бедных руд, может быть получен большой экономический эффект. В случае невозможности увеличения добычи вовлечение в эксплуатацию низкокачественных руд может привести к существенному ущербу. Поэтому в каждом конкретном случае при вовлечении той или иной части запасов необходимо осуществлять детальные технико-экономические расчеты с учетом всех вероятных последствий, выражающихся не только изменением предстоящих эксплуатационных или приведенных затрат на извлечение забалансовых руд, но и изменением эффективности использования капиталовложений (производственных фондов), производительности труда, количества производимой продукции, величины запасов, сроков отработки месторождения и т.п.

При наличии избыточных мощностей рудника и обогатительной фабрики, вовлечение в эксплуатацию забалансовых руд при некотором увеличении добычи является одним из наиболее эффективных путей не только рационального использования недр, но и использования имеющихся основных фондов и оборотных средств, а также повышения производительности труда и увеличения производства продукции.

8.8. ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ РАЗВЕДАННОСТИ ЗАПАСОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В зависимости от степени разведанности запасов полезных ископаемых результаты их эксплуатации могут очень сильно отличаться. Чем достовернее разведаны запасы, тем меньше ошибки в определении величины запасов и установлении кондиций, а также параметров залежей, их мощности, угла падения и других горно-геологических параметров и условий. Эти ошибки, в свою очередь, приводят к ошибкам в определении показателей потерь и разубоживания, других технико-экономических показателей, в выборе производственной мощности и технологии горных работ. В результате, чем достовернее разведаны запасы полезных ископаемых, тем меньше удельные капитальные вложения в строительство горных и обогатительных предприятий и эксплуатационные затраты на добычу и переработку.

Однако, для повышения достоверности геологоразведочных данных необходимо увеличение затрат на разведку. Например, чтобы перевести запасы категории C_2 в категории А + В или даже в C_1, требуется существенно увеличить затраты на разведку. Задача заключается в том, чтобы степень разведанности запасов соответствовала максимальному эффекту совокупных затрат на разведку, добычу и переработку (минимальных затрат или прибыли). Ранее, согласно рекомендациям Мингеологии СССР, соотношение категорий запасов (А + В) : C_1 : C_2 по их трудоемкости было принято в среднем как 3 : 1 : 0,2 или 15 : 5 : 1. Хотя по разным полезным ископаемым и месторождениям это соотношение должно быть дифференцированным в зависимости от вида полезного ископаемого, промышленных типов месторождений, а также способов разработки.

Для угольных и железорудных месторождений и даже месторождений цветных металлов совсем недавно были характерны очень низкие затраты на разведку. Так, по углю они составляли 0,65 коп. (на запасы категории А + В + C_1) и колебались от 0,013 до 8,8 коп. В период до начала перестройки затраты на выполнение геологоразведочных работ по угольной и железорудной промышленности были приняты 0,15 руб/т, что составляло по углю примерно 0,1—1 %, а по железным рудам 0,5—1,5 % себестоимости добычи. В тот же период капитальные затраты на разведку запасов угля составляли 2—3 % капиталовложений на строительство шахт на этих запасах. В дальнейшем ставка погашения затрат на геологоразведочные работы (ГРР), согласно Закону РФ «О недрах», была несколько увеличена, затраты на геологоразведочные работы были приняты в пределах 2—4 % себестоимости добычи угля и железной руды и до 10 % на руды золота, что в сравнении с затратами на добычу и переработку также сравнительно немного.

В связи с недостаточной достоверностью геологоразведочных данных о запасах, обусловленной существующими инструкциями, на стадии разработки имели место огромный перерасход средств и ресурсов, неполное и некомплексное использование недр. Этот перерасход, например, на сложных рудных месторождениях достигал более половины капитальных затрат на строительство рудников и обогатительных фабрик, а также и эксплуатационных расходов (в расчете на металл). В силу этого в разведке и разработке одновременно находилось неоправданно большое число месторождений и рудопроявлений и нарушалось соответствующее число природных объектов.

Анализ технико-экономических данных комплекса разведки-разработки месторождений полезных ископаемых на разных предприятиях горно-добывающих отраслей показывает, что снижение затрат на добычу, переработку и охрану окружающей среды может быть достигнуто прежде всего благодаря повышению качества запасов и достоверности результатов геологоразведочных работ, а также благодаря более полному и комплексному использованию недр. Одновременно должна быть обеспечена концентрация геологоразведочных и горных работ на ограниченном числе объектов.

Повышение качества запасов и достоверности результатов разведки возможно путем увеличения удельных затрат на геологоразведочные работы и доведения запасов до более высокой категории разведанности. Рост затрат на геологоразведочные работы должен быть разным на разных месторождениях и экономически целесообразным, оптимальным с позиции комплекса работ по разведке запасов, разработке месторождений и переработке добытых полезных ископаемых. Он должен соответствовать минимуму затрат на эти работы.

С позиции интересов более высокого уровня оптимум разведанности запасов должен соответствовать минимуму затрат на их разведку, на разработку месторождений, переработку полезных ископаемых и охрану окружающей среды. В первом случае в качестве критерия оптимальности может быть принят показатель прибыли, которая может быть получена в результате разработки месторождения (или совокупности месторождений). Во втором случае кроме прибыли должен быть учтен ущерб окружающей среде.

Задача оптимизации комплекса разведки, добычи и переработки может быть осуществлена на основе критериев:

а) удельной прибыли (руб/т)

$$П_р = ц_д - с_д;$$

б) годовой прибыли (руб.)

$$П_{рг} = A(ц_д - с_д);$$

в) за весь оцениваемый период (руб.)

$$\sum_{t=1}^{T} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{T} A_t (ц_{дt} - с_{дt})$$

или с учетом фактора времени и расхода капиталовложений

$$\sum_{t=1}^{T} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{T} A_t (ц_{дt} - с_{дt}) \frac{1}{(1+E)^{T-1}} - \sum_{i=1}^{n} \sum_{t=1}^{T} К_{it} (1+E_к),$$

где A_t — производственная мощность рудника в i-й год, т/год; $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой в t-м году рудной массы, руб/т; $с_{дt}$ — затраты на добычу (включая затраты на разведку) и переработку добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; T — время работы рудника, лет; E — коэффициент для приведения разновременных затрат; $E_к$ — коэффициент процентной ставки за кредит, доли ед.; n — число стадий разведки, добычи, обогащения, металлургического передела; $К_{it}$ — капиталовложения на i-й стадии в t-й год, руб.

Затраты на добычу (включая затраты на разведку) и переработку добываемой рудной массы можно определить с учетом вероятности подтверждения данных по величине запасов и качеству полезных ископаемых по формуле

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}(А_1 + А_2 + А_3)\frac{1}{М_{оз}} + А_4 + А_5,$$

где $А_1$, $А_2$, $А_3$, — соответственно затраты на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы, руб/т балансовых запасов при условии фактического (базового) подтверждения; $А_4$ — затраты на очистную выемку и последующие процессы добычи, руб/т добытой рудной массы; $А_5$ — затраты на переработку 1 т рудной массы, руб/т; П и Р – потери и разубоживание полезных ископаемых при любом из сравниваемых вариантов разведки-разработки, доли ед.; $М_{оз}$ — коэффициент подтверждения величины запасов при любом из сравниваемых вариантов разведки разработки (кроме базового), доли ед.

Поскольку фактические данные по затратам на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы являются в определенной мере функцией того или иного неподтверждения величины запасов и обычно в калькуляции себестоимости добычи определяются в расчете на 1 т добытой рудной массы и в определенной мере функцией от потерь и разубоживания полезных ископаемых при добыче, то в расчете на 1 т руды балансовых запасов они могут быть определены на основе данных базового варианта по формуле

$$(A_1+A_2+A_3)=\frac{(A_1'+A_2'+A_3')(1-П')}{M_{оз}'(1-П')},$$

где A_1', A_2', A_3' — затраты на разведку запасов, амортизацию основных средств и горно-подготовительные работы, отнесенные на 1 т добытой рудной массы, при базовом варианте, руб/т; $M_{оз}'$ — фактическое подтверждение величины запасов при базовом варианте; П′ и Р′ — фактические показатели потерь и разубоживания при базовом варианте, доли ед.

Вариант, обеспечивающий максимальную прибыль, соответствует оптимуму степени разведанности запасов. Такая степень разведанности и достоверности должна быть установлена для каждого месторождения, передаваемого в эксплуатацию. Соответствующие этому оптимуму затраты на разведку должны приниматься в качестве нормативной платы за недра.

Если разведанность запасов хуже, то плата за недра должна приниматься меньше на величину, соответствующую снижению прибыли предприятия. Если разведанность и достоверность запасов выше нормативной, то плата за недра должна быть соответственно увеличена.

Оптимальная достоверность величины запасов и содержания в них полезных компонентов может быть установлена и на основе выявления варианта, обеспечивающего максимум прибыли по сравнению с базовым вариантом:

а) в расчете на 1 т добываемой рудной массы (руб/т)

$$Э=(ц_д-с_д)-(ц_{дб}-с_{дб});$$

б) в расчете на годовую добычу (руб/год)

$$Э_г=A(ц_д-с_д)-A_б(ц_{дб}-с_{дб});$$

в) в расчете на весь оцениваемый период (руб.)

$$\sum_{t=1}^{T}Э_г=\sum_{t=1}^{T}A_t(ц_{дt}-с_{дt})\frac{1}{(1+E)^{t-1}}-\sum_{t=1}^{T}A_{бt}(ц_{дбt}-с_{дбt})\frac{1}{(1+E)^{t_б-1}}$$

или с учетом капиталовложений на добычу и переработку

$$\sum_{t=1}^{T}Э'=\sum_{t=1}^{T}A_t(ц_{дt}-с_{дt})\frac{1}{(1+E)^{t-1}}-\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{T}К_{it}(1+E_к)-$$

$$-\sum_{t=1}^{T}A_{бt}(ц_{дбt}-с_{дбt})\frac{1}{(1+E)^{t_б-1}}+\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{T}К_{бit}(1+E_к),$$

где $К_{бit}$ — капитальные затраты на i-й стадии добычи и переработки в t-й год, руб; $A_{бt}$, $ц_{дбt}$, $с_{дбt}$ — производственная мощность рудника, извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте комплекса разведки-разработки.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы также должна определяться с учетом вероятности подтверждения величины содержания полезных компонентов в запасах и добываемой рудной массе, в зависимости от чего могут изменяться показатели обогащения (извлечение в концентраты и содержание в концентратах) и отпускные цены, если ошибка в определении содержания металлов в руде достаточно велика. В частности, применительно к условиям разработки месторождений цветных металлов извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится по формуле:

$$ц_д=0,01\sum_{i=1}^{n}c_iM_{oi}(1-Р_i)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{oij}\varepsilon_{мij}ц_{ij},$$

где c_i — содержание i-го металла в руде балансовых запасов, %; M_{oi} — вероятность подтверждения величины c_i, доли ед.; ε_{oij} — извлечение i-го металла в j-й концентрат при обогащении, доли ед.; $\varepsilon_{мij}$ — извлечение i-го металла из j-го концентрата при металлургическом переделе, доли ед.; $ц_{ij}$ — отпускная цена i-го металла, извлекаемого из j-го концентрата, руб/т.

Для каждого полезного ископаемого по каждому месторождению может быть установлен свой индивидуальный оптимум увеличения затрат на более детальное геологическое изучение запасов. При этом в зависимости от особенностей того или иного вида сырья и технологии его использования может быть принят тот или иной критерий.

Применительно к условиям угольных месторождений оптимум затрат на разведку, добычу и переработку может быть установлен как на основе критериев прибыли, приведенных ранее, так и на основе минимизации суммы затрат на разведку и эксплуата-

цию месторождения с учетом возможного снижения величины приведенных затрат на добычу и переработку и повышения качества добываемого полезного ископаемого, определяемых (руб/т) по формулам:

а) для базового варианта

$$П_{рзб} = с_{рб} + с_{дб} - К_{удб} \rightarrow \min;$$

б) для любого другого варианта

$$П_{рз} = с_{р} + с_{д} - К_{уд} \rightarrow \min,$$

где $с_{рб}$, $с_{р}$, $с_{дб}$, $с_{д}$ — эксплуатационные затраты на разведку и добычу полезного ископаемого при базовом и другом вариантах, руб/т рудной массы; $К_{удб}$ и $К_{уд}$ — удельные капиталовложения на 1 т годовой добычи и переработки полезного ископаемого при базовом и другом вариантах, руб/т.

Если соотношение затрат на разведку запасов до разных категорий (А + В) : $С_1$: $С_2$ принять равным $a : b : 1$, то, приняв затраты на разведку запасов до категории $С_2$ равными m, можно определить, что затраты на разведку запасов к зависимости от доли в них той или иной категории равны (руб/т)

$$\frac{1-Р}{1-П}А_1 = с_р = am + bm + m,$$

откуда

$$m = с_р/(a+b+1).$$

При известных значениях фактической платы за недра $с_р = \frac{1-Р}{1-П}А_1$ и соотношениях разных категорий в предполагаемых к разработке запасов эта величина определяется довольно просто, а на ее основе может быть построена зависимость величины затрат на разведку запасов по мере повышения их категорийности.

С другой стороны можно определить, какова будет экономия на добыче и переработке за счет уменьшения ошибки величины запасов и содержания в них полезных компонентов. Если принять затраты на разведку запасов до категории $С_2$ равными m, то затраты на разведку до категории $С_1$, будут в «b» раз

больше и равны bm, а до категории А + В будут в «a» раз больше и составят am. Приняв затраты на разведку запасов до категории $С_2$ за единицу, можно представить средние затраты на разведку в зависимости от доли запасов разных категорий в виде следующего уравнения

$$с_р = \frac{1-Р}{1-П}А_1 = am\varphi_1 + bm\varphi_2 + m\varphi_3.$$

Зная фактические затраты и соотношение $a : b : 1$, можно определить затраты на разведку запасов каждой категории. В частности,

$$m = \frac{1-Р}{1-П}А_1 \Big/ (a\varphi_1 + b\varphi_2 + \varphi_3).$$

В этих формулах: a, b, и 1 — коэффициенты, учитывающие соотношение затрат на разведку запасов соответственно до категории разведанности А + В, $С_1$, $С_2$; $\varphi_1, \varphi_2, \varphi_3$ — доли запасов соответственно категории разведанности А + В, $С_1$, $С_2$; $А_1$ — средние затраты на разведку 1 т балансовых запасов, руб/т; m — затраты на разведку запасов до категории $С_2$, руб/т.

Применительно к условиям разведки и разработки рудных месторождений задачу исследования возможной ошибки в определении величины запасов и затрат можно решить следующим образом. Допустим, что средние фактические затраты на разведку 1 т руды балансовых запасов составляют долю n от себестоимости добычи, тогда затраты на разведку категории $С_2$ (минимальные) равны

$$m = \frac{nс_д}{a\varphi_1 + b\varphi_2 + \varphi_3},$$

а максимальные в «а» раз больше

$$m = \frac{anс_д}{aj_1 + bj_2 + j_3}.$$

Если затраты $А_1$ равны 2 % затрат на добычу, т.е.

$\varphi_1 = 0{,}1$; $\varphi_2 = 0{,}2$; $\varphi_3 = 0{,}7$;

$a = 15$; $b = 5$; $m = 1$,

то минимальные затраты на разведку составят

$$A_1 = \frac{2\%}{0{,}3 \cdot 15 + 0{,}7 \cdot 5} = 0{,}25\%$$

от себестоимости добычи, а максимальные — 15 · 25 = 3,7 %. Как видно, затраты не очень велики. При этом ошибка в определении запасов при минимальных затратах будет около 80 %, а при максимальных — 22,5 %. Аналогично можно определить затраты и ошибки при разном соотношении запасов разных категорий.

Так, для условий простых по строению рудных месторождений с равномерным оруденением требуется 10 % запасов категории А, 20 % категории В, остальные запасы (70 %) — категории C_1. Тогда ошибка в определении величины запасов в соответствии с долей разных категорий разведанности должна быть, согласно действующей инструкции, не выше, чем 0,1 · 17,5 + 0,2 × × 22,5 + 0,7 · 45 = 38,75 %.

Для рудных месторождений 2-й группы допустимая ошибка будет равна 0,2 · 22,5 + 0,35 · 45 + 0,35 · 80 = 48,8 %.

Для сложных рудных месторождений 3-й группы допустимая ошибка составит 0,5 · 45 + 0,5 · 80 = 62,5 %. Как видим, ошибки достаточно велики. В ряде стран, в частности, в США принято, что средняя ошибка при определении величины разведанных (измеренных) запасов не должна превышать 20 %.

Если принять средние затраты на геологоразведочные работы равными 2 % от затрат на добычу, то при нормативных долях запасов разных категорий дополнительные затраты на доведение до категории А + В для разных групп рудных месторождений будут равны:

а) для месторождений 1-й группы

$A_1 = 0{,}7 \cdot 10 \cdot 0{,}25 = 1{,}75\%$;

б) для месторождений 2-й группы

$A_2 = (0{,}3 \cdot 10 + 0{,}5 \cdot 14)\ 0{,}25 = 2{,}5\%$;

в) для месторождений 3-й группы

$A_1 = (0{,}5 \cdot 10 + 0{,}5 \cdot 14)\ 0{,}25 = 3\%$.

Как видно, и дополнительные затраты сравнительно невелики.

На угольных месторождениях простого строения (1-я группа), согласно инструкции, не менее 50 % запасов должны быть разведаны до категории А + В, в том числе по категории А не менее 20 %, на угольных месторождениях 2-й группы запасы должны быть разведаны до категории А + В — 50 % и C_1 — 50 %, а на месторождениях 3-й группы допускается разведанность всех запасов до категории C_1. Если учесть, что возможная ошибка в определении величины запасов до категории А равна 15—20 %, до категории В — 20—30 %, до категории C_1 — 30—60 % и до категории C_2 — 60—100 %, то средние ошибки будут следующими:

а) для угольных месторождений 1-й группы возможная средняя ошибка в определении величины запасов будет равна

0,2 · 17,5 + 0,3 · 25 + 0,5 · 45 = 33,5 %;

б) для месторождений 2-й группы ошибка составит

0,5 · 25 + 0,5 · 45 = 35 %;

в) для 3-й группы —

1 · 45 = 45 %.

Как видно, на угольных месторождениях допустимые ошибки также довольно большие. Дополнительные затраты на доведение запасов до категории А + В еще меньше, чем на рудных объектах. Всего лишь с 2 % до 3—4 %.

Приняв один из сравниваемых вариантов комплекса разведки-разработки за базовый (например, применяемый), можно сравнивать с ним по данной методике другие варианты, отличающиеся от него по степени достоверности геологических данных о величине запасов и содержании в них полезных компонентов. Рассмотрим целесообразность более достоверной разведки запасов на примере рудников цветной металлургии, разрабатывающих сложные рудные месторождения.

До недавнего времени в этой отрасли на подземных рудниках затраты на добычу по статьям амортизация и горно-подготовительные работы составляли в среднем 40 % себестоимости. Условно-постоянные и общецеховые расходы были равны 25—26 %, и только 30—35 % тратилось на разведку и выемку руды. Как показала статистическая обработка данных по 20 месторож-

дениям руд цветных, редких и благородных металлов, запасы на них подтвердились в среднем на 65 % (на столько же подтвердилась проектная производственная мощность разрабатывающих их рудников), а содержание металлов — на 74 %.

Таким образом, запасы металлов и, соответственно, производственная мощность рудников по металлам в руде подтвердилась лишь на 48 %. Если бы на этих месторождениях запасы были разведаны до категории А + В, то затраты на геологоразведочные работы увеличились бы в 1,9—2,5 раза, а ошибка в определении только величины запасов уменьшилась бы с 45—50 % до 22 %, т.е. более, чем вдвое (на 23—28 %).

Если учесть, что затраты на погашение геологоразведочных работ составляли не более 2—4 % себестоимости добычи, то, согласно ранее приведенным формулам, при увеличении затрат на геологоразведочные работы в 2 раза общие затраты на разведку и добычу только за счет амортизации, ГРР и ГПР уменьшились бы на 8—10 %. Кроме этого, возросла бы извлекаемая ценность добываемой рудной массы за счет снижения разубоживания, а также уменьшения ошибки при определении величины содержания полезных компонентов в балансовых запасах.

Если затраты на геологоразведочные работы были равны 2 % себестоимости добычи, то они увеличились бы до 4 % (т.е. на 2 %). В расчете на 1 т добытого полезного ископаемого себестоимость осталась бы той же. Тогда в расчете на металл общие затраты на добычу (и разведку) уменьшились бы более чем на 30 %. Помимо этого, вдвое уменьшились бы затраты на обогащение полезного ископаемого.

Еще больший эффект при более высокой разведанности запасов мог быть получен за счет уменьшения ущерба окружающей среде и затрат на ее охрану и восстановление. Поскольку для восполнения неподтвержденных и потерянных запасов необходимо вновь разведать такое же количество запасов, построить на них рудник, вскрыть новые запасы и подготовить их к эксплуатации, то можно принять, что количество (величина) запасов или приближенно количество разведуемых и разрабатываемых месторождений будет обратно пропорционально величине подтверждения и извлечения запасов, т.е.

$$N = \frac{N'}{M_o(1-П)},$$

где N' — число эксплуатируемых месторождений при 100 % подтверждении и извлечении запасов руды (металла в руде); N — то же, при коэффициенте подтверждения запасов, равном M_o, и извлечении запасов при эксплуатации 1 — П.

Чем выше достоверность подтверждения запасов и полнота их извлечения, тем меньшее количество запасов потребуется разведывать и разрабатывать. Аналогично этому, чем более комплексно будут использоваться запасы, тем меньше потребуется разведывать и разрабатывать новых месторождений. И, соответственно, меньше потребуется нарушать природных объектов (ресурсов) и не так велик будет ущерб окружающей среде.

Если принять, что при базовом варианте удельный ущерб окружающей среде равен $У_{осб}$, то при обеспечении более достоверных данных по запасам и при комплексной разработке нескольких полезных ископаемых удельный ущерб уменьшится до величины, равной (руб/т)

$$У_{ос} = У_{осб} \frac{(1-П_б)M_{озб}M_{осб}ц_{дб}}{\sum_{j=1}^{m} ц_{дj}(1-П)M_{озj}M_{осj}},$$

а экономия составит

$$Э_{ос} = У_{осб}\left[1 - \frac{(1-П_б)M_{осб}M_{озб}ц_{дб}}{\sum_{j=1}^{m} ц_{дj}(1-П)M_{озj}M_{осj}}\right],$$

где $M_{озб}$ и $M_{осб}$ — коэффициенты подтверждения величины запасов и содержания металлов при базовом варианте комплекса разведки разработки, доли ед., $M_{озj}$ и $M_{осj}$ — то же, при другом варианте, доли ед.; $П_б$ и П — потери при базовом и другом вариантах, доли ед.; m — число ископаемых при комплексной разработке месторождения.

Если $У_{осб} = 1$, $ц_{дб} = 1$, $ц_д = 1{,}2$, $П_б = 0{,}20$, $П = 0{,}15$, $M_{озб} = 0{,}65$, $M_{осб} = 0{,}7$, $M_{озj} = 0{,}9$, $M_{осj} = 0{,}95$, то

$$У_{ос} = \frac{1\cdot(1-0,2)\cdot 0,65\cdot 0,74}{1,2\cdot(1-0,15)\cdot 0,9\cdot 0,95} = 0,440,$$

т.е. уменьшится более, чем вдвое. Экономия за счет снижения ущерба окружающей среде будет равна 0,56 $У_{осб}$.

Для оптимизации степени достоверности разведочных данных необходимо при варианте разведки до более высоких категорий к прибыли прибавить экономию за счет уменьшения ущерба окружающей среде. Поэтому для резкого улучшения экологичности и экономичности горных работ необходимо осуществлять геологоразведочные работы так, чтобы доводить степень разведанности запасов до более высоких категорий.

ГЛАВА 9

ОБОСНОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКОВ

9.1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА

Установление годовой производственной мощности — один из важнейших вопросов оптимизации горных работ и проектирования рудника. Главными факторами, определяющими производственную мощность отдельного рудника, являются: 1) величина запасов и условия их залегания (геологическое строение, мощности и углы падения залежей, крепость и устойчивость полезных ископаемых и вмещающих пород и др.); 2) категория разведанности запасов (степень достоверности геологоразведочных данных); 3) ценность и дефицитность полезных ископаемых; 4) наличие вблизи рудника незагруженных мощностей по переработке руд; 5) способ вскрытия и число стволов; 6) применяемые системы разработки; 7) комплексы горно-шахтного оборудования, применяемые на проходческих и очистных работах; 8) глубина разработки; 9) состояние окружающей среды в районе месторождения.

Для реконструируемого рудника, кроме этого, имеют значение следующие факторы: 1) наличие запасов основного и совместно с ним залегающих других полезных ископаемых; 2) величина вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов основного полезного ископаемого.

Определенную роль в обоих случаях играют также величина имеющихся или выделенных для строительства горного предприятия капиталовложений и кредитов, а также, мощность строительных организаций.

Большие запасы и высокая категория разведанности, как правило, являются основным фактором для выбора увеличенной производственной мощности. Неравномерность оруденения, наличие нескольких сортов или видов руд в запасах месторождения обусловливают уменьшение производственной мощности рудника из-за необходимости иметь в работе и резерве большее число блоков, чем на месторождениях односортных руд со сравнительно равномерным оруденением. Однако, при вовлечении в эксплуатацию дополнительных запасов других полезных ископаемых производственная мощность рудника может быть увеличена. При высокой достоверности геологических данных о запасах месторождения и содержании в них

полезных компонентов можно принимать увеличенную производственную мощность рудника. И наоборот, при недостаточной разведанности запасов следует выбрать уменьшенную производственную мощность (в соответствии с математическим ожиданием величины запасов и содержания в них полезных компонентов).

На месторождениях ценных и дефицитных руд большая производственная мощность рудника принимается даже при слабой изученности запасов и малом сроке эксплуатации. Крутое и пологое падение, большая мощность залежей благоприятнее для увеличенной производственной мощности рудника, чем наклонное их падение и малая мощность. Системы разработки этажного и подэтажного обрушения, этажно-камерные, подэтажных штреков и камерно-столбовые обеспечивают значительно более высокую интенсивность горных работ, чем системы разработки с креплением, с закладкой выработанного пространства, слоевого обрушения и, соответственно, большую производственную мощность рудника. Способы вскрытия наклонными стволами, оборудованными конвейерами могут обеспечить большую производственную мощность, чем вскрытие вертикальными стволами, оборудованными скиповыми подъемами. Чем больше число стволов при соответствующем их расположении, тем больше может быть принята производственная мощность рудника.

Увеличение глубины разработки, как правило, становится причиной уменьшения производственной мощности рудника вследствие ухудшения горно-геологических условий, повышения горного давления, температуры пород, газоносности, водопритоков, проявления горных ударов и т.п.

Ввиду ухудшения горно-геологических условий и повышения горного давления уменьшаются параметры блоков, увеличиваются размеры целиков, растут потери руды, что приводит к соответствующему снижению производственной мощности рудника. Повышение с глубиной температуры горных пород, водообильности и газоносности замедляет выполнение производственных процессов, что также уменьшает производственную мощность рудника. Иногда на большой глубине, прежде чем начинать разработку, требуется в течение довольно длительного времени охлаждать горные породы и рудничную атмосферу. Примером может служить рудник Ауэ в Германии, где глубина разработки превышает 2000 м.

При возможности достижения высоких скоростей проходки выработок и большой производительности блоков на стадии очистной выемки, например, на основе комплексов самоходного оборудования, производственная мощность может быть принята увеличенной.

С позиции охраны окружающей среды необходимо принимать максимально возможные производственные мощности, чтобы сократить общее число рудников и сроки отработки месторождений, благодаря чему соответственно уменьшится число нарушаемых природных объектов, снизятся затраты на природоохранные мероприятия и уменьшатся сроки нарушенности природных ресурсов до их рекультивации.

9.2. МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Определение производственной мощности рудников осуществляют как для вновь проектируемых горных предприятий, так и при их реконструкции, техническом перевооружении, расширении, а также при изменении горно-геологических условий и величины балансовых запасов полезного ископаемого, отпускных цен на руду, концентраты и металлы, повышении или снижении потребительского спроса.

Применительно к условиям разработки наклонных и крутопадающих месторождений (с углами падения от 30° до 90°) какой-то одной системой разработки производственную мощность рудника по горным возможностям обычно определяли (т/год) по формуле

$$A = \frac{1 - П}{1 - Р} S h_г \gamma К_у К_м,$$

где S — средняя площадь горизонтального сечения рудного тела, м²; $h_г$ — годовое понижение уровня горных работ, м/год; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; γ — объемная масса руды, т/м³; $К_у$ — поправочный коэффициент на угол падения залежи, равный 1,2 при 90°, 1 при 60°; 0,9 и 0,8 соответственно при 45° и 30°;

$К_м$ — коэффициент, учитывающий влияние мощности залежи, равный при мощности до 5 м — 1,25; от 5 до 15 м — 1; от 15 до 25 м — 0,8 и свыше 25 м — 0,6.

При разработке пожароопасных месторождений предлагалось вводить еще коэффициент, равный 0,85—0,9, учитывающий меры профилактики. Институтом Гипроруда было рекомендовано также учитывать прогресс техники коэффициентом 1,1—1,3.

Среднее годовое понижение горных работ принимали в соответствии с данными табл. 9.1. Учитывалась также площадь горизонтального сечения залежи.

Рудная площадь, м²	*Годовое понижение горных работ, м*
До 4	26—43
4—6	23—30
6—12	17—25
12—20	1 3—22
Более 20	9—15

Если изменение мощности рудных залежей и угла падения в приведенной ранее формуле учитывается коэффициентами $К_м$ и $К_у$, то различие в системах разработки и в присущих им показателях интенсивности горных работ, потерь и разубоживания руды в ней не отражено. В то же время различие этих показателей при разных системах разработки очень велико. Потери и разубоживание руды отличаются в несколько раз. Например, при системах этажного принудительного обрушения потери в 3—4, а разубоживание в 5—6 раз больше, чем при системах разработки с закладкой.

Таблица 9.1

Длина рудного тела по простиранию, м	Понижение при числе одновременно работающих этажей, м/год		
	один	два	три
До 500	15—25	25—30	30—35
500—1000	15—25	20—30	25—35
1000—1500	12—18	15—25	—
Более 1500	10—15	12—18	—

Годовое понижение уровня горных работ при разных системах разработки также отличается в очень большой степени. К тому же, при разных системах разработки имеются разные возможности для многоэтажной или многоярусной разработки. Так, при системах разработки с обрушением возможна многоэтажная разработка при условии некоторого опережения очистных работ на вышерасположенных этажах по сравнению с находящимися ниже. На руднике Молибден Тырныаузского ВМК при многоэтажной разработке мощных крутопадающих залежей системами с обрушением годовое понижение достигло 37 м/год. В пределах СУБРа годовое понижение составляло 32 м/год при камерно-столбовой системе и 16 м/год при системе с закладкой.

Чтобы учесть влияние системы разработки и многоэтажность ведения горных работ, «Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» (М., Гипроцветмет, 1986) предусматривается определять производственную мощность рудника (т/год) на основе понижения годового уровня горных работ по формуле

$$A = \frac{1-П}{1-Р} Sh_г \gamma К_у К_м К_с К_э ,$$

где $К_с$ — коэффициент, учитывающий влияние систем разработки на величину годового понижения горных работ; $К_э$ — коэффициент, учитывающий количество одновременно отрабатываемых этажей.

Эта формула, как и предыдущая, пригодна только для условий разработки месторождения одной системой. Годовое понижение уровня горных работ, как и в предыдущей формуле, определяется общей интенсивностью горных работ, а также потерями и разубоживанием руды. Общая интенсивность горных работ зависит от горно-геологических условий, величины запасов и их разведанности, количества сортов руд и полезных ископаемых, применяемой технологии очистных работ, способов вскрытия и подготовки блоков, а также способов шихтовки и рудоподготовки. При этом наиболее существенно она зависит от мощности залежей, их угла падения, систем разработки и числа одновременно отрабатываемых этажей. Изменяется она от 10—15 м при больших размерах залежей до 40—50 м при малых размерах и многоэтажной разработке.

Недостатком обеих формул является наличие нескольких коэффициентов, принимаемых приблизительно. Лучше в каждом конкретном случае определять не коэффициенты, а конкретные величины, в частности, рабочую площадь. Особенно важно это при открыто-подземном способе, когда часть рудных площадей не работает в силу влияния карьера.

При одновременном ведении очистных горных работ на нескольких этажах рудника эксплуатационная площадь сечения рудного тела определяется по формуле (м²)

$$S'_э = \sum_1^n Q_i S_i \Big/ \sum_1^n Q_i ,$$

где n — число одновременно отрабатываемых этажей; Q_i — запасы руды i-го этажа в период разработки всех этажей, т; S_i — эксплуатационная площадь i-го этажа в период одновременной разработки, м².

Если одна часть запасов остается в охранных целиках, а другая в зоне влияния карьера, то производственная мощность рудника снизится пропорционально уменьшению эксплуатационной мощности (м²). Тогда

$$S'_э = \frac{\sum_1^n (Q_i S_i - Q_{iц} S_{iц})}{\sum_1^n Q_i} - \frac{\sum_1^n S_{ki}}{n},$$

где $Q_{iц}$ — запасы руды i-го этажа, оставленные в целике, т; $S_{iц}$ — площадь горизонтального сечения целика на i-м этаже, м²; S_{ki} — площадь рудной залежи на i-м этаже в зоне влияния карьера, м².

В зависимости от числа одновременно отрабатываемых этажей нормами технологического проектирования рекомендуется принимать следующие поправочные коэффициенты: при двух этажах — 1,2—1,5, при трех и более — 1,5—1,7. Однако, эти коэффициенты могут быть и другими, особенно, если при изменении числа одновременно отрабатываемых этажей изменяются и системы разработки.

Иногда годовое понижение при одноэтажной разработке сравнительно мощных месторождений достигает 40—50 м, а в условиях некоторых редкометалльных месторождений 70 м и более.

На рудниках цветной металлургии Нормами технологического пректирования рекомендуется принимать следующие поправочные коэффициенты в зависимости от применяемых систем разработки.

Системы разработки	*Поправочный коэффициент*
С открытым выработанным пространством, с магазинированием руды, с обрушением (кроме слоевого) без профилактического заиливания	1
С креплением и обрушением (кроме слоевого) с профилактическим заиливанием	0,9
Камерная, сплошная и столбовая системы с закладкой	0,85
Слоевого обрушения	0,8
Горизонтальных слоев с закладкой	0,75

При системах разработки с закладкой годовое понижение горных работ, а соответственно и производственная мощность рудника снижаются лишь на 15—25 %, хотя, видимо, это снижение может быть и значительно больше.

Согласно «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки» (Л., Гипроруда, 1986) при системах разработки с закладкой выработанного пространства коэффициент использования рудной площади в 1,25—1,35 раза меньше, чем при других системах разработки (табл. 9.2).

Практика ряда рудников показывает, что различие систем разработки по интенсивности отработки запасов значительно больше. Интенсивность подготовки, нарезки и очистной выемки блоков при разных системах разработки отличается в большей степени, чем это принято ранее приведенными нормативами.

Таблица 9.2

Горизонтальная эксплуатационная площадь рудных тел, тыс. м²	Коэффициент использования рудной площади при системах		Рост коэффициента использования рудной площади
	с закладкой	без закладки	
5—10	0,26—0,2	0,26—0,27	1,35
10—20	0,2—0,17	0,27—0,23	1,35
20—50	0,17—0,13	0,23—0,17	1,34
50—100	0,13—0,09	0,17—0,12	1,32
100—200	0,09—0,07	0,12—0,09	1,3
200—400	0,07—0,06	0,09—0,06	1,25
Более 400	0,04	0,05	1,25

Так, на руднике Холтосон Джидинского ВМК производительности блоков при системах разработки с потолкоуступной выемкой и распорной крепью, системе с магазинированием руды и камерно-столбовой разработки относятся как 1 : 1,12 : 1,86. Поэтому на данном руднике вряд ли правильно принимать одинаковый коэффициент интенсивности горных работ при системах с магазинированием руды и камерно-столбовых, как это принято в НТП, где при системах с открытым выработанным пространством, с обрушением и с магазинированием руды принят одинаковый коэффициент, равный единице.

На рудниках СУБРа годовое понижение при камерно-столбовой системе разработки было в два раза больше, чем при системе с закладкой, а в НТП это соотношение принято равным только 1,33 (1 : 0,75).

Видимо, на каждом конкретном месторождении соотношение систем разработки по интенсивности горных работ будет своим, не таким, как на других месторождениях. Поэтому при решении задачи определения производственной мощности рудника, производительности блоков и их соотношения при разных системах разработки необходимо определять дифференцированно для каждого объекта (рудника) с учетом его горно-геологических, технологических и экономических особенностей.

Кроме разницы в показателях, характеризующих производительность блоков при разных системах разработки, существует различие и таких важнейших показателей, как потери и разубоживание руды. Оно будет разным в разных горно-геологических условиях. Этого обстоятельства обе предыдущие формулы для определения производственной мощности рудника по горным возможностям не учитывают. Входящие в них показатели потерь и разубоживания не зависят от систем разработки, поэтому они пригодны лишь при одной системе разработки.

В зависимости от мощности и угла падения рудных залежей, сложности их строения все другие технико-экономические показатели систем разработки и обогащения также сильно отличаются. Так, возможности для повышения эффективности при системах с открытым очистным пространством и с обрушением несомненно выше, чем при системе слоевого обрушения или системе с магазинированием руды.

Поэтому целесообразно усовершенствовать методику определения производственной мощности рудника по горным возможностям в направлении дифференцированной и конкретной оценки каждой из применяемых систем разработки. Формула для определения производственной мощности рудника (т/год) может быть представлена в следующем виде:

$$A = \sum_{j=1}^{k} \tau_j К_{уj} К_{мj} К_{эj} К_{тпj} ,$$

где τ_j — удельный вес добычи j-ой системой разработки, доли ед.; k — число систем разработки; $К_{уj}$, $К_{мj}$, $К_{эj}$, $К_{тпj}$ — коэффициенты, учитывающие влияние угла падения, мощности рудных залежей, число одновременно отрабатываемых этажей, прогноз технического прогресса при j-й системе разработки, ед.

Удельный вес добычи каждой системой разработки может быть установлен на основе определения числа блоков и их производительности.

В тех случаях, когда трудно заранее установить число блоков и долю добычи каждой системой разработки, в данной формуле целесообразно выразить эти доли через доли запасов, разрабатываемых той или иной системой разработки по формуле

$$\tau_j = \frac{1 - П_j}{1 - Р_j} S'_j h_j \gamma_j .$$

Тогда производственную мощность (т/год) можно определить по формуле

$$A = \sum_{j=1}^{k} \frac{1 - П_j}{1 - Р_j} S'_j h_j \gamma_j К_{уj} К_{мj} ,$$

где $П_j$ и $Р_j$ — потери и разубоживание руды при применении j-й системы разработки, доли ед.; S'_j и h_j — площадь горизонтального сечения рудной залежи, разрабатываемой j-й системой разработки и годовое понижение уровня горных работ при этой системе, м² и м/год; γ_j — объемная масса добываемой руды при j-й системе разработки, т/м³; k — число систем разработки.

Если величина запасов месторождения или отдельных залежей и их частей (что выражается произведением площади горизонтального сечения на отрабатываемую высоту или годовое понижe-

ние *Sh*) определяется с вероятной ошибкой, то это обстоятельство должно быть учтено в формуле соответствующим коэффициентом, который может быть принят равным математическому ожиданию величины запасов.

Если при той или иной системе разработки предусматривается оставлять охранные целики (около вскрывающих выработок, под застроенными территориями или природными объектами), то это также должно быть учтено при определении производственной мощности рудника по горным возможностям. Аналогично этому следует учесть возможность более полного и комплексного использования недр, в частности, вовлечения в эксплуатацию дополнительных ресурсов за счет забалансовых запасов основного полезного ископаемого или других полезных ископаемых, залегающих совместно с основными, повторной разработки ранее оставленных запасов и т.п.

В наиболее общем случае разработки месторождения формула для определения производственной мощности рудника по горным возможностям имеет вид

$$A=\sum_{j=1}^{k}\frac{1-\Pi_j}{1-\mathrm{P}_j}S'_j h_j \mathrm{M}_{оз}\mathrm{K}_{уj}\mathrm{K}_{мj},$$

где S'_j — площадь горизонтального сечения рудной залежи (с учетом многоэтажности разработки), разрабатываемой *j*-й системой разработки, м²; $\mathrm{M}_{оз}$ — коэффициент подтверждения величины запасов, отрабатываемых *j*-й системой разработки.

Причем

$$S'_j=\frac{\sum_{i=1}^{n}\left(Q_i S_i - Q_{iц}S_{iц}+Q_{iн}S_{iн}\frac{ц_д}{ц_{дб}}\right)}{\sum_{i=1}^{n}\left(Q_i+Q_{iн}\frac{ц_д}{ц_{дб}}\right)},$$

где $S_{iн}$ — площадь горизонтального сечения дополнительно вовлекаемых в эксплуатацию залежей, м²; $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность руды базового (основного) полезного ископаемого и дополнительно вовлекаемого, ценность которого отличается от ценности основного; $Q_{iн}$ — величина запасов дополнительно вовлекаемого в эксплуатацию полезного ископаемого, т.

Коэффициент подтверждения величины запасов или других каких-либо вероятностных величин определяется в каждом конкретном случае известными методами на основе изучения законов распределения вероятностей.

Определение производственной мощности применительно к условиям добычи разных сортов руд или нескольких полезных ископаемых, разработка которых и выдача из шахты должны осуществляться раздельно, усложняется, поскольку, с одной стороны, раздельная добыча требует увеличения количества действующих блоков, что уменьшает производственную мощность рудника (при прочих равных условиях), а с другой стороны, в эксплуатацию вовлекаются дополнительные запасы основного полезного ископаемого и совместно с ним залегающих других полезных ископаемых.

Для условий пологопадающих и горизонтальных месторождений производственная мощность рудника по горным возможностям (т/год) устанавливается на основе определения числа действующих блоков (камер) и их производительности примерно по следующей формуле

$$A=P_з N n \varphi \mathrm{K}_р,$$

где $P_з$ — производительность забоя, т/год; N — количество блоков или камер, в которых одновременно ведутся очистные работы; n — число забоев в блоке; φ — коэффициент, учитывающий добычу из подготовительных забоев; $\mathrm{K}_р$ — коэффициент резерва.

Определение годовой производственной мощности рудника (т/год) по условиям развития очистных работ Гипроруда рекомендовал определять по формуле

$$A=S\psi\left(K_1\frac{a_1}{S_1}+K_2\frac{a_2}{S_2}+\ldots+K_n\frac{a_n}{S_n}\right),$$

где S — горизонтальная эксплуатационная площадь сечения рудных залежей в пределах шахтного поля, м²; K_1, K_2, …, K_n — удельный вес применяемых систем разработки, доли ед.; a_1, a_2, …, a_n – производительность очистных блоков при данных системах разработки, т; $\psi = S/S_o$ — коэффициент использования рудной площади (S_o — горизонтальная площадь сечения всех очистных блоков, находящихся в одновременном выпуске руды); S_1, S_2, …, S_n — площади сечения блоков, находящихся в одновременном выпуске при данных системах разработки.

Приведем зависимость коэффициента использования рудной площади ψ от параметра S_0, согласно нормам технологического проектирования Гипроруды:

S_0, м²	ψ
5—10	0,35—0,27
10—20	0,27—0,23
20—50	0,23—0,17
50—100	0,17—0,12
100—200	0,12—0,09
200—400	0,09—0,06
400	0,05

Производственную мощность рудника или участка по горным возможностям применительно к условиям разработки крутопадающих рудных залежей также можно определить на основе установления числа одновременно работающих очистных и проходческих забоев, когда

$$A_р = A_{п\text{-}н} + A_{оч};\ A_{п\text{-}н} = \sum_{i=1}^{N_з} S_i' \ell_i' \gamma_i \approx (0{,}10 \div 0{,}18) A_р;\ A_{оч} = \sum_{j=1}^{N_б} a_{бj},$$

где $A_р$ — производственная мощность рудника, шахты (участка), т/сут.; $A_{п\text{-}н}$, $A_{оч}$ — добыча руды соответственно из подготовительно-нарезных и очистных работ, т/сут.; $N_б$, $N_з$ — число забоев и блоков в работе, ед.; S_i', ℓ_i' — площадь сечения i-го забоя (м²) и величина его уходки (м/сут.); γ_i — плотность руды, т/м³; $a_{бj}$ — производительность j-го блока, т/сут.

Основную задачу при обеспечении надежной и эффективной работы шахты представляет определение $N_б$ и $a_б$. Для определения $N_б$ допустим прием оценки «элементарного выемочного участка» (ЭВУ), состоящего из такого минимального числа блоков, когда обеспечиваются стабильность добычи и максимальное использование рудных площадей.

Показатель активности использования рудных площадей в ЭВУ ($К_а$) для систем разработки с обрушением вмещающих пород, камерно-целиковых и камерно-столбовых может быть принят равным единице, т.е. практически вся рудная площадь ЭВУ или залежи может быть занята очистными работами.

Для систем горизонтальных слоев с закладкой $К_а$ = 0,5, т.е. один блок (полублок) находится в стадии добычи руды, а другой — в стадии закладки.

Для систем подэтажных штреков и ортов с твердеющей закладкой при шахматном порядке отработки блоков $К_а$ = 0,2. При отработке параллельных, не сближенных залежей системой подэтажных штреков с твердеющей закладкой $К_а$ = 0,25.

При склонности месторождений к горным ударам предпочтение может быть отдано посекционно-сплошному порядку отработки залежи. В этом случае

$$К_а = \frac{1}{2n_б},\ \text{при } n_б = 6,\ К_а = 0{,}165;\ \text{при } n_б = 8,\ К_а = 0{,}125,$$

где $n_б$ —число блоков в ЭВУ, ед.

При отработке параллельно-сближенных залежей или весьма мощных залежей, когда их разделяют по мощности на две пачки и более, доля активных площадей снижается, что учитывается коэффициентом последовательности (параллельности) отработки $К_п$, который для систем с обрушением руды и вмещающих пород, с открытым выработанным пространством и подэтажных штреков-ортов с твердеющей закладкой изменяется от 1 до 0,5, а для горизонтальных слоев с закладкой изменяется от 1 до 3, когда этаж отрабатывают одновременно на одном, двух и трех уровнях (подэтажах).

Как правило, этаж вводят в эксплуатацию не сразу весь, а отдельными участками, что учитывается коэффициентом готовности $К_г$, который изменяется от 0 до 1.

Необходимо также ввести коэффициент надежности, учитывающий достоверность разведки, распределение металла по блокам, надежность процессов выпуска-погрузки руды и другие параметры, который лежит в пределах 0,7—0,9. Этот коэффициент позволяет учесть и временно неактивные площади в этаже, занятые под различными долгосрочными целиками. Тогда число одновременно работающих блоков будет равно

$$N_б = \sum_{\ell=1}^{N_{эт}} \frac{S_\ell К_{а\ell} К_{п\ell} К_{г\ell} К_{н\ell}}{S_{о\ell}},$$

где $N_{эт}$ — число этажей в одновременной отработке, ед.; S_ℓ — суммарная рудная площадь в этаже, м².

$$S_б = \ell_б b_б;\ \ell_б \to \ell_{бопт},\ b_б \to b_{бопт},$$

где $\ell_б$, $b_б$ — соответственно длина и ширина блока, м.

С увеличением $\ell_б$ и $b_б$ до оптимальных значений $\ell_{бопт}$ и $b_{бопт}$ себестоимость добычи руды снижается по кривой вида гиперболического котангенса, а производительность труда рабочего по системам разработки возрастает по кривой вида гиперболического тангенса за счет снижения удельных затрат на подготовительно-нарезные работы, проведение отрезных (компенсационных) выработок, возведение перемычек, а также за счет стабилизации процессов отбойки, выпуска и погрузки руды в блоке.

Величина $\ell_{бопт}$ и $b_{бопт}$ в каждом конкретном случае определяется в зависимости от варианта системы разработки, ее конструктивных элементов, горно-геологических условий и горно-технологических свойств руды, уровня потерь и разубоживания руды, применяемого оборудования и др. Обычно $\ell_б b_б$ близко к $\ell_{бопт} b_{бопт}$. Эти значения лежат в следующих пределах: для систем подэтажного обрушения 100 х 50 м; этажного обрушения 100 х 100 м; горизонтальных слоев с закладкой 100 х 50 м; подэтажных штреков и ортов 80 х 100 м, 20 х 30 м; при камерно-столбовой системе размеры панели достигают 450 х 150 м.

Производительность блока обусловливается также комплексом факторов, основными из которых являются: вариант системы разработки, качество дробления и сыпучие свойства отбитой руды, уровень содержания металла в руде, размеры (объем) блока, применяемое оборудование и др. Производительность блока при различных системах разработки составляет (т/сут.): 1) горизонтальных слоев с закладкой от 200 до 500 и более; 2) подэтажного обрушения от 300 до 1000; 3) этажного принудительного обрушения от 1000 до 5000; 4) камерно-столбовой от 500 ÷1000 до 5000.

Влияние качества дробления руды, в том числе выхода негабарита, проявляется следующим образом: с увеличением крупности куска производительность на уборке, выпуске и погрузке руды снижается. Присутствие глинистых примесей также снижает производительность этих процессов. Резкое отклонение содержания металла в отбитой руде от планового (среднешахтного) сдерживает производительность блока. Обычно из таких блоков руду берут в объеме, необходимом для «подшихтовки» общешахтного потока.

Увеличение размеров (объема) блока до определенных пределов повышает его производительность. В зависимости от производительности блока время его отработки определится по формуле

$$t_б = \frac{(1-П)\,Q'_б}{(1-Р)\,a_б},$$

а годовая производственная мощность рудника (т/год)

$$A_р = \sum_{j=1}^{N'_б} t_{бj}\, a_{бj},$$

где $t_{бj}$ — время отработки j-го блока, сут.; П, Р — потери и разубоживание руды в j-м блоке, ед.; $Q'_б$ — балансовые запасы j-го блока, т; $N'_б$ — число блоков, отрабатываемых в году, ед.; $a_{бj}$ — производительность j-го блока, т.

Между годовой производственной мощностью по рудной массе (т/год), запасами и сроком существования рудника существует следующая простая зависимость

$$A = \frac{(1-П)Q}{(1-Р)t},$$

где П, Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; Q— промышленные запасы руды, т; t— срок существования рудника, лет.

Производственная мощность рудника по рудной массе и сроки его существования зависят от величины запасов (табл. 9.3). Минимальные сроки существования рудника в зависимости от его производственной мощности и условий строительства и эксплуатации рекомендуются «Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки», (М., Гипроцветмет, 1986) (табл. 9.4). При дополнительном обосновании эти сроки и производственную мощность можно уменьшить или увеличить.

Увеличение ценности руд — весьма важный фактор роста производственной мощности рудника. Иногда довольно большая производственная мощность рудника принимается при сравнительно малых запасах и сроках службы (например, при очень богатых и дефицитных рудах и др.).

Таблица 9.3

Производственная мощность, тыс. т/год	Срок службы, лет	Запасы, млн т
До 300	10	3
300—1000	15	10
1000—2000	20	30
Более 2000	30—40	60—80

Таблица 9.4

Производственная мощность рудника, тыс. т/год	Минимальные сроки существования рудников в зависимости от условий строительства и эксплуатации		
	легкие	средние	тяжелые
100	10—11	12—13	14—16
200	12—13	14—17	18—20
300	14—15	17—20	21—23
500	16—18	20—23	24—26
750	18—20	22—25	27—30
1000	20—22	24—28	30—33
Более 1000	22—25	28—32	34—40

Годовая производственная мощность рудника по рудной массе (т/год) при заданной производственной мощности по металлу может быть определена по формуле

$$A = \frac{M \cdot 100}{c\varepsilon_o\varepsilon_м}.$$

И наоборот, при установленной мощности рудника по рудной массе мощность рудника по конечному продукту будет равна (т/год)

$$M = 0{,}01Ac\varepsilon_o\varepsilon_м = 0{,}01Ac(1-\text{Р})\varepsilon_o\varepsilon_м.$$

где A и M — годовая производственная мощность рудника по рудной массе и конечному продукту (металлу); c — содержание металлов в добытой рудной массе, %; ε_o и $\varepsilon_м$ — извлечение при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.

Поскольку руды многокомпонентны, то производственная мощность по одному металлу может характеризовать лишь часть производимой за год продукции. Более полно производственную мощность рудника может характеризовать лишь сумма производимой за год ценности по всем полезным компонентам, что можно определить:

а) применительно к условиям цветной металлургии (руб/год)

$$\sum_{i=1}^{n} Ц_i = A ц_д = 0{,}01A\sum_{i=1}^{n} c_i(1-\text{Р}_i)\varepsilon_o\varepsilon_м ц;$$

б) применительно к условиям железорудных шахт (руб/год)

$$\sum Ц = A ц_д = A\sum_{i=1}^{m} \gamma_i ц_{кi},$$

где A — годовая производственная мощность рудника по рудной массе, т; c_i — содержание i-го металла в балансовой руде, %; Р_i — разубоживание руды по i-му полезному компоненту, доли ед.; $ц_д$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы, руб/т; ц и $ц_{кi}$ — отпускная цена 1 т металла (металла в концентрате) и концентрата, руб; ε_o и $\varepsilon_м$ — извлечение металлов при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.; n — число извлекаемых полезных ископаемых; m — число конечных продуктов; γ_i — выход i-го концентрата или другого конечного продукта из 1 т добываемой рудной массы.

Если производственная мощность рудника оказывается достижимой по горным возможностям, а также по условиям подготовки и развития горных очистных работ, то она и принимается в качестве искомой величины или за основу при дальнейших расчетах, если ставится задача оптимизации производственной мощности. Необходимо также учесть и интересы горно-добывающей отрасли, поскольку оптимум по отдельно взятому руднику не всегда совпадает с оптимумом по совокупности рудников, а также с интересами других отраслей народного хозяйства, эксплуатирующих природные ресурсы, нарушаемые под воздействием геологоразведочных и горных работ.

9.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ОТДЕЛЬНО ВЗЯТОГО РУДНИКА

Величина производственной мощности рудника весьма существенно влияет на все основные технико-экономические показатели отработки месторождения: себестоимость добычи и удельные капитальные затраты, время отработки месторождения и, соответственно, период получения народным хозяйством

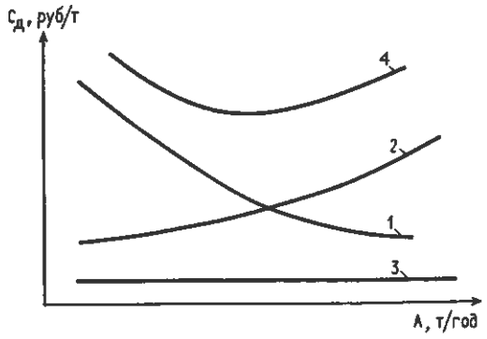


Рис.9.1. Изменение затрат:
1 — условно-постоянных; 2 — обратно-пропорциональных; 3 — не зависящих от производительности рудника; 4 — общих затрат

полезных ископаемых и прибыль от их реализации, производительность труда, полноту использования недр и др.

Так, при одних и тех же запасах месторождения по мере роста производственной мощности рудника и уменьшения срока его службы растут капиталовложения и амортизационные отчисления, затраты на транспорт, поддержание выработок, в результате увеличивается условно-переменная часть себестоимости добычи руды. Вместе с тем, по мере роста производственной мощности рудника уменьшаются общерудничные и некоторые другие эксплуатационные расходы, за счет чего условно-постоянная часть себестоимости снижается (рис. 9.1).

Поиск минимума себестоимости добычи в зависимости от условно-постоянных и условно-переменных затрат — суть аналитического метода определения оптимальной производительности рудника. Такой метод для рудников был впервые предложен академиком М.И. Агошковым, который установил, что в общем виде себестоимость добычи (руб/т) по одному из рудников выражается формулой

$$c_д = aA + \frac{b}{A} + c,$$

где A — производственная мощность рудника, т/год; a, b, c — некоторые стоимостные коэффициенты.

Приняв первую производную от функции равной нулю, М.И. Агошков определил, что

$$\frac{dc_д}{dA} = a - \frac{b}{A^2},$$

$$a - \frac{b}{A^2} = 0, \text{ откуда } A = \sqrt{\frac{b}{a}}.$$

Величина слагаемых этого выражения применительно к условиям рудников, по данным М.И. Агошкова, в процентах от себестоимости изменяется в следующих пределах: Aa = 5 – 15 %, b/A = = 10 – 35 %, c = 50 – 80 %. Приняв соответствующие тем или иным горно-техническим условиям коэффициенты a, b и c можно определить производственную мощность рудника. Для этого необходимо в каждом конкретном случае находить индивидуальную зависимость себестоимости добычи от производственной мощности рудника. В силу того, что горно-технические условия разных рудников, как правило, очень сильно отличаются, чтобы с достоверностью воспользоваться этой простой формулой, необходимо составить несколько вариантов проекта отработки месторождения с разной производственной мощностью и найти для этих вариантов все составляющие себестоимости, а по ним для данного месторождения — зависимость изменения себестоимости. Можно найти эту зависимость также и на основе статистической обработки практических и проектных данных предприятий, условия которых аналогичны условиям проектируемого.

Если, например, на одной из железорудных шахт себестоимость добычи изменяется согласно функции

$$c_{д1} = 0{,}22A_1 + 3{,}2/A_1 + 0{,}4,$$

а на другой

$$c_{д2} = 0{,}31A_2 + 3/A_2 + 0{,}3,$$

то можно определить, что оптимальная по минимуму себестоимости добычи производственная мощность по этим шахтам равна

$$A_1 = \sqrt{\frac{3{,}2}{0{,}22}} = 3{,}82 \text{ млн т/год}, \quad A_2 = \sqrt{\frac{3}{0{,}31}} = 3{,}12 \text{ млн т/год}.$$

Аналогично могут быть определены оптимальные производственные мощности для случаев, когда себестоимости добычи определяются из выражений

$$c_{д1} = 0{,}52A + 3{,}96/A + 0{,}37$$

и $c_{д2} = 0{,}23A + 4{,}14/A + 0{,}13$,

как A_1, = 2,77, а A_2 = 4,22 млн т/год.

Однако такое решение будет весьма приближенным, так как горно-технические условия рудников, как уже отмечалось, очень сильно отличаются. Недостаток метода в том, что он не учитывает изменения удельных капиталовложений, которые в очень большой степени в зависят от производственной мощности рудника (данные 90-х гг. для цветной металлургии, по Т.А. Гатову):

Объекты	*Удельные капиталовложения, руб/т годовой добычи и переработки*
Рудники с производственной мощностью, тыс.т/год:	
до 100	60—80
101—250	50—60
250—700	35—50
700—1000	25—35
1000—4000	20—35
Обогатительные фабрики:	
мелкие	15—20
крупные	5—12

В черной металлургии, согласно рекомендациям Гипроруды, нормативы удельных капиталовложений изменялись в следующих пределах:

Производственная мощность по сырой руде, тыс. т/год	*Удельные капиталовложения, руб/т годовой добычи*
1000—2000	21,8—20,0
2000—5000	20,0—16,6
5000—8000	16,6—15,0

Удельные капиталовложения на строительство новых рудников черной металлургии, включая горно-капитальные работы, при обеспечении вскрытыми и подготовленными запасами не менее чем на 10 лет в зависимости от производственной мощности, согласно более поздним нормам (Гипроруда) таковы:

Производственная мощность рудника, млн т/год	*Удельные капиталовложения, руб/т годовой добычи*
1—2	33,8—30,1
2—5	30,1—23,8
5—8	23,8—20,3
S—12	20,3—17,2

В этих нормативах 40—60 % составляют затраты на горно-капитальные работы. При строительстве рудника в составе действующего предприятия удельные капиталовложения принимаются с учетом коэффициента 0,9. Если на вновь строящемся руднике предусматривается применять системы с закладкой, то дополнительные удельные капиталовложения на сооружение закладочного комплекса составляют при производственной мощности рудника до 3 млн т/год — 2,1 руб/т, свыше 3 млн т/год — 1,5 руб/т.

Данные нормативы соответствуют средней длине рудничного поля 1,5—2 км, при большей длине принимают коэффициент 1,1, при меньшей — 0,9 (к затратам на горно-капитальные работы). В нормативах заложено вскрытие до глубины 400 м, при других глубинах разработки предусмотрена корректировка удельных капитальных затрат на горно-капитальные работы по 9 % на каждые 100 м. При применении специальных способов проходки стволов к нормативам на горно-капитальные работы применяют коэффициенты 1,2—1,3.

В случае реконструкции подземных рудников со строительством новых стволов и увеличением производственной мощности до 50 % первоначальной удельные капитальные затраты значительно меньше:

Производственная мощность рудника после реконструкции, млн т/год	*Удельные капиталовложения, руб/т*
1—2	21,64—19,76
2—4	19,76—17,45
4—6	17,45—15,86
6—8	15,86—14,60
8—10	14,60—13,87
10—12	13,87—12,60

Затраты на выполнение горно-капитальных работ составляют в общих удельных капитальных затратах на реконструкцию 65—70 %. При вскрытии запасов на срок более 10 лет к нормативам на горно-капитальные работы применяется поправочный коэффициент 1,2. При глубине разработки больше или меньше 500 м нормативы на горно-капитальные работы корректируются по 12 % на каждые 100 м глубины. При длине шахтного поля больше или меньше 1,5—2 км следует применять коэффициенты соответственно1,15—1,25 и 0,9—0,8.

Удельные капиталовложения на поддержание производственной мощности (вскрытие этажа на 5 лет работы рудника), согласно тем же НТП, составляют:

Производственная мощность рудника, млн т/год	*Удельные капвложения на поддержание мощности, руб/т*
1—2	20,38—17,9
2—4	17,9—13,2
4—6	13,2—12,15
6—8	12,15—11,47
8—10	11,47—11,01

Затраты на горно-капитальные работы составляют 66—68 %. При длине рудничного поля менее или более 1,5—2 км применяют коэффициенты 0,9—0,8 и 1,15—1,25. При глубине более или менее 100 м нормативы следует корректировать на 9 % на каждые 100 м глубины.

Кроме этого, предусматриваются удельные капитальные затраты на водоотлив и осушение месторождения в размере от 0,05—0,11 (глубина 300— 600 м) и 0,11—0,4 (глубина 600—1000 м) руб/т при водопритоке до 500 м³/ч на простых в гидрогеологическом отношении месторождениях, до 7—11,5 руб/т на весьма сложных в гидрогеологическом отношении месторождениях при водопритоках 3—7 тыс.м³/ч. Теми же нормами технологического проектирования установлена нормативная себестоимость добычи 1 т рудной массы:

Производственная мощность рудника, млн т/год	*Себестоимость добычи, руб/т*
0,5—1	6,88—5,73
1—2	5,73—4,48
2—5	4,48—3,33
5—10	3,33—2,80

Эти нормативы определены для шахт глубиной до 400 м при производственной мощности до 3 млн т/год и глубиной до 500 м при производственной мощности более 3 млн т/год. При увеличении глубины разработки себестоимость следует увеличить на 0,45 руб/т на каждые 100 м до глубины 900 м при мощности до 3 млн т/год и на 0,35 руб/т на каждые 100 м при мощности более 3 млн т/год до глубины 900 м.

Затраты на закладку рекомендуется принимать в зависимости от объема работ с закладкой:

Производственная мощность рудника, млн т/год	*Себестоимость закладки на 1 т руды, руб.*
0,5	2,75
1	2,20
2	1,65
3	1,35

Чтобы учесть влияние капиталовложений и качество добываемой рудной массы М.И. Агошков предложил простой метод, по которому производственная мощность рудника определяется (т/год) согласно формуле

$$A = A_o + \frac{\Delta З_{пр}}{2K_1},$$

где A_o — оптимальная производственная мощность рудника по минимуму себестоимости, т/год; $\Delta З_{пр}$ — разность удельных приведенных затрат по компенсирующему и рассматриваемому рудникам, руб/т; K_1 — величина амортизации переменной части капиталовложения на строительство рассматриваемого рудника, руб/т.

Данный метод основан на допущении, что закономерности изменения себестоимости и удельных капитальных затрат одинаковы на всех рудниках. Однако этого на рудных месторождениях нет. Важно также иметь в виду, что ранее применявшийся критерий приведенных затрат предусматривал единое для всех предприятий требование — каждый вложенный рубль обеспечивал прирост продукции на 15 коп. Поэтому коэффициент эффективности капиталовложений $E_н$ принимался равным 0,15. В настоящее время критерий может применяться с коэффициентом $E_{нп}$, который устраивает инвестора.

Величину удельных приведенных затрат на добычу сырой руды (руб/т) в зависимости от производственной мощности рудника можно определить по формуле

$$С_{пр} = с_д + К_{уд}E_н,$$

где $К_{уд} = К_1 + К_2/A$,

где $К_1$ — условно-постоянная часть капиталовложений, не зависящая от производственной мощности рудника; $К_2$ — условно-переменная часть капиталовложений.

Приведенные затраты (руб/т) определяются как

$$с_{пр} = aA + \frac{b}{A} + c + E_н\left(К_1 + \frac{К_2}{A}\right),$$

а оптимальная производственная мощность рудника (млн т/год), когда первая производная равна нулю

$$\frac{dc_{пр}}{dA} = a - \frac{b}{A^2} - \frac{K_2 E_н}{A^2} = 0,$$

откуда

$$A = \sqrt{\frac{b + K_2 E_н}{a}}.$$

Применительно к условиям шахт Урала можно пользоваться следующей зависимостью (руб/т) удельных капитальных затрат от производственной мощности:

$$K_{уд} = q - PA,$$

где q и P — эмпирические коэффициенты.

Если выразим величину приведенных затрат формулой (руб/т)

$$c_{пр} = c_д + K_{уд} E_н = aA + \frac{b}{A} + c + E_н (q - PA),$$

то, найдя ее первую производную и приравняв к нулю, получим

$$A = \sqrt{\frac{b}{a - PE_н}},$$

где $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Как видно из сравнения двух последних формул с формулой М И Агошкова производственная мощность по минимуму приведенных затрат всегда больше, чем по минимуму себестоимости добычи. Покажем это на примере двух железорудных шахт, по которым зависимости удельных капиталовложений имеют вид

$$K_{уд1} = 11,6 - 0,47A_1 \text{ и } K_{уд} = 8,4 - 0,25A_2 .$$

Приведенные затраты для этих же шахт имеют вид (руб/т)

$$c_{пр} = 0,22A_1 + \frac{3,2}{A_1} + 0,4 + E_н (11,6 - 0,47A_1),$$

$$c_{пр} = 0,31A_2 + \frac{3}{A_2} + 0,3 + E_н (8,4 - 0,25A_2).$$

Оптимальная производственная мощность для первой шахты будет равна

$$A_1 = \sqrt{\frac{3,2}{0,22 - 0,15 \cdot 0,47}} = 4,6 \text{ млн т/год},$$

а для второй

$$A_2 = \sqrt{\frac{3}{0,31 - 0,15 \cdot 0,25}} = \sqrt{11} = 3,3 \text{ млн т/год}.$$

Аналогично может быть определена производственная мощность для шахт, приведенные затраты по которым составляют

$$c_{пр} = 0,52A_1 + \frac{3,96}{A_1} + 0,37 + 0,15(21,8 - 0,6A_1),$$

$$c_{пр} = 0,231A_2 + \frac{4,14}{A_2} + 0,13 + 0,15(11,3 - 0,43A_2).$$

Согласно этим выражениям $A_1 = 3$, $A_2 = 2,5$ млн т/год.

Следует обратить внимание, что необходимо определять зависимости капитальных и эксплуатационных затрат для каждого конкретного месторождения, а не использовать какие-то средние статистические данные по большой совокупности рудников. Применение среднестатистических данных приведет к одному и тому же абсурдному решению. Например, обобщение данных по большой совокупности железорудных шахт позволило установить, что

$$C_д = 2,5 - 1,09/A \text{ и } K_{уд} = 13,5 - 0,85\,A.$$

Решая задачу определения производственной мощности рудника по этим средним данным, получим

$$A = \sqrt{\frac{1,09}{0,25 - 0,15}} = 2,7 \text{ млн т/год}.$$

Совершенно очевидно, что такое решение для всех условий не подойдет.

На месторождениях с неравномерным оруденением, где можно выделить несколько контуров с разным содержанием металлов, правильно определить производственную мощность рудника можно лишь при одновременном выборе контуров отработки месторождения.

При этом обеспечивается более полное и правильное решение сразу трех важных задач: определения производственной мощности рудника, выбора контуров выемки с установлением кондиций и оценки месторождения. Для решения данной задачи выделяются несколько контуров месторождения. Для каждого из них определяется оптимальная производственная мощность. Одна из оптимальных мощностей и соответствующий ей контур месторождения принимается за базовый вариант, с которым сравниваются все другие варианты оптимальных производственных мощностей рудника (и соответствующие им контуры месторождения). При этом обязательно должна быть учтена разница в сроках отработки месторождения. Все это полностью учтено в следующих формулах:

а) для базового контура (руб/т)

$$c_{прб} = c_{дб} + K_{удб}E_н,$$

б) для любого другого контура

$$c_{пр} = (c_д + K_{уд}E_н)\frac{ц_д}{ц_{дб}},$$

где $ц_{дб}$ и $ц_д$, $c_{дб}$ и $c_д$ — извлекаемая ценность и затраты на 1 т добытой рудной массы при базовом и другом сравниваемом варианте контура; $K_{удб}$ и $K_{уд}$ — удельные капиталовложения при базовом и другом варианте; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

По мере увеличения контуров и соответственно запасов месторождения среднее содержание металлов в руде уменьшается и снижается величина извлекаемой ценности, приходящаяся на 1т добываемой рудной массы.

Если приведенные затраты в расчете на базовую продукцию (рудную массу с каким-то базовым содержанием металлов в рудной массе или базовой ценностью рудной массы) представить в виде

$$c_{пр} = [aA + b/A + c + E_н(K_1 + K_2/A)]\frac{ц_д}{ц_{дб}},$$

то, взяв первую производную и приравняв ее к нулю, можно установить оптимальную производственную мощность рудников для любого контура и, сравнив величины приведенных затрат при каждом из контуров, установить минимум приведенных затрат, ко-

торый будет соответствовать оптимальной производственной мощности рудника и оптимальному контуру месторождения.

Недостаток рассмотренных аналитических методов определения производственной мощности рудника заключается в том, что для правильного решения необходимо в каждом конкретном случае находить индивидуальную зависимость себестоимости добычи и удельных капитальных затрат от производственной мощности рудника, и, следовательно, чтобы воспользоваться этими простыми формулами, необходимо составить варианты отработки месторождений с разной производственной мощностью и найти для этих вариантов все составляющие себестоимости и капитальных затрат. Тем не менее, по формулам аналитического метода определяется лишь единичное значение мощности, в то время как ее значения практически равноценны в пределах целой области.

Поэтому более рационально решать задачу определения оптимальной производственной мощности рудника методом вариантов, который и применяется в практике проектирования. Суть его заключается в том, что для каждого месторождения выбирается несколько вариантов производственной мощности рудника (в пределах наиболее вероятных значений), в одном из которых принимается производственная мощность рудника по горным возможностям. Для каждого значения мощности путем расчета устанавливаются соответствующие ему показатели себестоимости, удельных капиталовложений, удельных приведенных затрат и на основе сравнения результатов выбирается оптимальный вариант с минимумом приведенных затрат. Наиболее достоверные результаты получаются путем проектных проработок по всем принятым для сравнения значениям производственной мощности рудника. Пример решения задачи определения оптимальной производственной мощности двух железорудных шахт методом вариантов на основе удельных приведенных затрат приведен в табл. 9.5.

Как видно, за оптимальные можно принять значения по первой шахте 4,5, по второй 5,5 млн т/год, однако приведенные затраты практически одинаковы в довольно широких пределах изменения производственной мощности рудников. Поэтому окончательное решение, как правило, принимают с учетом интересов развития того или иного горно-рудного района или отрасли в целом. Таким образом, и при методе вариантов имеет место элемент приблизите-

Таблица 9.5

Шахты	Показатели	Варианты производственной мощности рудника, млн т/год					
		3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0
№ 1	Себестоимость добычи, руб/т	2,42	2,23	2,21	2,29	2,36	2,45
	Удельные капзатраты, руб/т годовой добычи	7,9	7,65	7,52	7,4	7,27	7,15
	Удельные приведенные затраты, руб/т	3,6	3,38	3,35	3,4	3,45	3,53
№ 2	Себестоимость добычи, руб/т	2,44	2,12	2,08	2,08	2,11	2,14
	Удельные капзатраты, руб/т годовой добычи	10,66	10,2	9,95	9,72	9,48	9,25
	Удельные приведенные затраты, руб/т	4,04	3,65	3,58	3,54	3,53	3.53

льности решения. Результаты решения во многом зависят от опыта и уровня знаний специалистов, принимающих решение. Однако оптимизация приведенных затрат только по руднику недостаточна, если одновременно с рудником должна строиться обогатительная фабрика. В настоящее время это наиболее общий случай, поскольку большая часть железных руд и все руды цветных, редких металлов и горно-химическое сырье обогащаются. Совместная оптимизация производственной мощности рудника и обогатительной фабрики обеспечивает несколько иной результат. Для наглядности покажем это, применив тот же аналитический метод. Если приведенные затраты на добычу и переработку представить выражением

$$c_{пр} = aA + \frac{b}{A} + c + E_н\left(K_1 + \frac{K_2}{A}\right) + a_o A + \frac{b_o}{A} + c + E_н\left(K_1' + \frac{K_2'}{A}\right),$$

то, приравняв первую производную к нулю, получим

$$A = \sqrt{\frac{b + b_o + E_н(K_2 + K_2')}{a + a_o}},$$

где a, b и a_o, b_o — стоимостные коэффициенты в себестоимости добычи и переработки руды; $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности капиталовложений.

Эта задача может быть решена и методом вариантов. При совместной оптимизации производственной мощности рудника и обогатительной фабрики оптимальные значения производственной мощности еще более увеличиваются. Учет возможного изменения приведенных затрат на переработку концентратов на металлургическом заводе при изменении производственной мощности рудоуправления (рудника и обогатительной фабрики) также внесет свои коррективы. Если работы по транспортировке концентратов и руд осуществляют также силами и средствами отрасли, то при решении задачи с позиции отрасли затраты на транспорт также должны быть учтены. Только минимум приведенных затрат на всех стадиях добычи и обогащения, металлургического передела руд и концентратов, транспорта руд и концентратов (если он осуществляется силами отрасли) может обеспечить оптимум производственной мощности отдельного рудника с позиции отрасли или подотрасли.

Оптимизация производственной мощности отдельного рудника с отраслевых позиций может быть осуществлена методом вариантов путем отыскания минимума суммы приведенных затрат на добычу, транспорт и переработку руды, когда

$$\sum_{1}^{n}(c_i + E_н K_i / A_i) = \min,$$

где n — число стадий и производств горно-добывающей отрасли по добыче, транспорту и переработке руды вплоть до получения конечной продукции; c_i и K_i — удельные текущие затраты и суммарные капиталовложения на стадиях и производствах по добыче, транспорту и переработке руды; A_i — дополнительная производственная мощность предприятий и производств на различных стадиях добычи, транспортировки и переработки по рудной массе, т/год.

Однако при определении производственной мощности рудника по минимуму приведенных удельных затрат на всех стадиях добычи и переработки руды учитываются только интересы горно-добывающей отрасли, а интересы других отраслей не учитываются, хотя влияние на их технико-экономические показатели в зависимости от мощности горных предприятий может быть очень существенным. Например, в случае дальних перевозок будут заняты большие мощности транспорта, может быть разной удельная величина ущерба, который наносится горными работами окружающей среде и др. Если транспортировка руд и концентратов или какие-то другие виды работ, связанных с горно-металлургическим производством, выполняются еще и средствами других отраслей,

например, железнодорожного и автомобильного транспорта, то должны быть учтены возможные изменения приведенных затрат в этих отраслях. Решение задачи по минимуму приведенных затрат, связанных с оптимизируемым рудником, как в горно-добывающей отрасли, так и в смежных отраслях, будет оптимальным уже с межотраслевой позиции. Критерий оптимальности в этом случае будет иметь вид

$$\sum_{1}^{n}\left(c_i+E_{н}K_i/A_i\right)\pm\sum_{1}^{к}\left(c_j+E_{н}K_j/A_j\right)q_i=\min,$$

где к — число смежных отраслей, занятых транспортировкой руд и концентратов, ремонтом оборудования, изготовлением оборудования и машин и т.д.; c_j — удельные текущие затраты на выполнение другими отраслями работ для горно-добывающей отрасли, приходящиеся на 1 т добываемой рудной массы, руб.; K_j — дополнительные капиталовложения в смежных отраслях, необходимые для выполнения работ в горно-добывающей отрасли, руб; q_i — доля перевозимой руды в общей добыче, от которой можно отказаться.

Затраты на транспортировку в ряде случаев могут быть огромными. Например, текущие затраты на транспортировку железной руды с месторождений КМА на Уральские металлургические заводы в 3—4 раза превышают затраты на добычу руды, при этом задалживаются огромные производственные фонды и капиталовложения железнодорожного транспорта. Например 10 лет тому назад увеличение производственной мощности близко расположенного к заводу рудника на 1 млн т/год в аналогичных условиях могло высвободить транспортные мощности на 60 млн руб. производственных фондов, сократить эксплуатационные затраты на 7—8 руб/т, а приведенные затраты — на 16—17 руб/т руды. Естественно, что при этом должны увеличиваться затраты на добычу на оптимизируемом руднике. Однако это увеличение может оказаться значительно меньше. Затраты на транспортировку в данном случае сопоставимы с полными приведенными затратами на добычу и переработку руды. Благодаря межотраслевому подходу, в целом по народному хозяйству может быть получена большая экономия.

Чтобы полнее учесть народнохозяйственные интересы, необходимо к приведенному ранее критерию добавить ущерб окружающей природной среде, который выражается суммой увеличе-

ния приведенных затрат на производство продукции в целой совокупности отраслей, использующих нарушаемые ресурсы или сумму приведенных затрат на строительство природоохранных сооружений на руднике, фабрике, металлургическом заводе при транспортировке и смежных отраслях. Вместе с тем, быстро и полностью ликвидировать последствия горных работ невозможно, поэтому следует учитывать как приведенные затраты на строительство и применение природоохранных мероприятий, так и неликвидированный ущерб окружающей природной среде. В этом случае критерий оптимальности будет иметь вид

$$\sum_{1}^{n}\left(c_i+E_{н}K_i/A_i\right)\pm\sum_{1}^{к}\left(c_j+E_{н}K_{удj}\right)q_i+$$

$$+\sum_{i}^{m}У_i+\sum_{j}^{m}У_j=\min,$$

где q_j — доля транспортных и других услуг смежных отраслей в общем объеме годовой добычи; n — число стадий и производств по добыче и переработке руды; m — число нарушаемых природных ресурсов и объектов окружающей среды горными предприятиями на всех стадиях добычи и переработки руды; к — число смежных отраслей, занятых транспортировкой руды и других материалов, ремонтом машин и оборудования и т.д.; $У_i$ и $У_j$ — ущерб, наносимый окружающей природной среде предприятиями горно-добывающей отрасли и смежных отраслей, приходящийся на 1 т рудной массы.

Например, если при увеличении производственной мощности рудника с 4 до 5 млн т/год можно отказаться от привозного сырья в количестве 1 млн т/год, то доля q = 1/5 = 0,2. Если приведенные затраты на транспортировку 1 т руды будут равны $c_т$ + + $E_{н}K_{удт}$, то приходящиеся на 1 т руды общегодовой добычи эти затраты будут равны q ($c_т$ + $E_{н}K_{удт}$), а поскольку от услуг транспорта можно отказаться, то эти затраты необходимо не прибавлять к данному критерию, а отнимать.

Эта задача приближенно может быть решена и аналитическим методом.

В общем виде полные отраслевые приведенные затраты на добычу, обогащение, транспортировку и металлургический передел можно представить следующим выражением

$$c_{пр}=a_р A+b_р/A+a_о A+b_о/A+a_т A+b_т/A+(a_з A+b_з/A_з)\,ц_д\varepsilon_о/ц_к+$$

$$+E_н\left[K'_р+K''_р/A+K'_о+K''_о/A+K'_т+K''_т/A+\left(K'_з+\frac{K''_з}{A_з+A\,ц_д\varepsilon_о/ц_к}\right)\right]ц_д\varepsilon_о/ц_к,$$

Взяв от этого выражения первую производную по A и приравняв ее к нулю, получим

$$A=\sqrt{\frac{b_р+b_о+b_т+b_з ц_д\varepsilon_о/ц_к+E_н(K''_р+K''_о+K''_т+K''_з)ц_д\varepsilon_о/ц_к}{a_р+a_о+a_т+a_з ц_д\varepsilon_о/ц_к}}.$$

Аналогично решается задача и с межотраслевых позиций. Если имеется возможность увеличить производственную мощность рудника на долю q и соответственно этой доле уменьшить объем дальних перевозок, то можно уменьшить сумму годовых приведенных затрат на транспортировку на qA ($c_т + E_н K_р$) руб/год. Покажем влияние различных факторов на результат решения задачи на следующем примере. Допустим, что шесть вариантов производственной мощности рудника характеризуются следующими данными (табл. 9.6).

Как видно из табл. 9.6, оптимальная производственная мощность рудника может быть принята по минимуму себестоимости добычи 3,5, по минимуму приведенных затрат на добычу 4,0,

Таблица 9.6

Показатели	Варианты производственной мощности рудника, млн т/год					
	2	3,5	4	5	6	7
Себестоимость добычи, руб/т	3,2	3,0	3,1	3,25	3,5	3,8
Удельные капзатраты, руб/т	20,5	19,2	18,4	17,5	16,65	16,3
Приведенные затраты, руб/т:						
на добычу	6,28	5,88	5,85	5,87	6,02	6,2
на обогащение	3,5	3,42	3,25	3,1	3	2,95
на добычу и обогащение	9,78	9,3	9,1	8,97	9,02	9,15
на природоохранные сооружения	1,2	1,05	0,9	0,72	0,6	0,52
на добычу, обогащение и охрану природы	10,98	10,35	10,0	9,69	9,62	9,67
дополнительные приведенные затраты на железнодорожный транспорт	3,85	3,3	2,9	2,3	1,92	0
суммарные приведенные затраты	14,83	13,65	12,9	11,99	11,54	9,67

по минимуму приведенных затрат на добычу и обогащение 5,0, по минимуму приведенных затрат на добычу и обогащение и природоохранные сооружения 6,0 млн т/год. Допустим, что для обеспечения завода необходимо при мощности рудника до 6 млн т/год завозить 1 млн т/год руды из другого горно-рудного района, что стоит по приведенным затратам 11,5 руб/т, а при мощности рудника более 6 млн т/год такая необходимость отпадает. При варианте 7 млн т/год, благодаря тому, что представляется возможность отказаться от привозной руды, приведенные затраты оказываются на 1,87 меньше по сравнению с вариантом 6 млн т/год. Поэтому он является наиболее экономичным.

Однако следует отметить, что при определении производственной мощности рудника по приведенным затратам не учитываются такие важные факторы, как ценность добываемого полезного ископаемого, полнота и качество использования недр, время строительства рудника и многое другое. Поэтому в современных экономических условиях более правильно решать задачу оптимизации производственной мощности рудника на основе критерия суммы дисконтированной прибыли, которая будет получена в течение какого-то расчетного срока (в частности, периода отработки всего месторождения) за вычетом капитальных вложений на строительство предприятия и поддержание его производственной мощности с учетом процентной ставки на кредиты для выполнения капитальных работ и времени выполнения этих работ, которое применительно к условиям вновь строящегося предприятия в случае, если за начало отсчета времени принять начало эксплуатации, т.е. после окончания срока строительства, устанавливается по следующей формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р}П_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_р}A_t\left(ц_{дt}-c_{дt}\right)(1+E)^{-t_р+1}-\sum_{t=1}^{t_с}K_t(1+E_к)^{t_с}-\frac{1}{(1+E)^{t_1}}\times$$

$$\times\sum_{t=1}^{t_{с1}}K_{тр1}(1+E_к)^{t_{с1}}-\frac{1}{(1+E)^{t_2}}\sum_{t=1}^{t_{с2}}K_{тр2}(1+E_к)^{t_{с2}}-\ldots-$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_п}}\sum_{t=1}^{t_{сц}}K_{трn}(1+E_к)^{t_с},$$

где $П_{рг_t}$ — сумма годовой прибыли в t-й год работы горного предприятия, руб/год; $t_с$ и $t_р$ — срок строительства и расчетный срок эксплуатации рудника (шахты), лет; A_t — производственная мощ-

ность горного предприятия в t-й год, т/год; $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого и эксплуатационные затраты на его добычу и переработку, руб/т; $К_t$ — капитальные вложения на строительство предприятия в t-й год (до начала работы предприятия по добыче и переработке), руб/год; $К_{гр1}$ — капиталовложения в t-й год 1-й реконструкции или вскрытия и подготовки новых запасов, руб/год; $К_{гр2}$ — то же, в t-й год 2-й реконструкции, руб/год; $К_{грп}$ — то же, в t-й год n-ой реконструкции, руб/год; t_1, t_2, ..., t_n — время от начала работы горного предприятия, спустя которое начнутся 1-я, 2-я, ..., n-я реконструкции этого предприятия, лет; $t_{с1}$, $t_{с2}$, ..., $t_{сп}$ — продолжительность времени 1-й, 2-й, ..., n-й реконструкции предприятия, лет; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени; $E_к$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку на кредиты.

Если не учитывать капиталовложения будущих периодов, то критерий оценки будет иметь более простой вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р} П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt}-с_{дt})(1+E)^{-t_р+1}-\sum_{t=1}^{t_с} К_t(1+E_к)^{t_с}.$$

Удельная величина критерия определится по формуле (руб/т)

$$П_р=\sum_{t=1}^{t_с+t_р} П_{ргt}\Big/\sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

Зная величину затрат на строительство горного предприятия, сроки строительства и процентные ставки за кредиты, определив величину предварительных затрат и годовой прибыли, можно установить срок окупаемости капиталовложений исходя из равенства

$$\sum_{t=1}^{t_с} К_t(1+E_к)^{t_с}=\sum_{t=1}^{t_{ро}} A_t(ц_{дt}-с_{дt})(1+E)^{-t_{ро}+1}.$$

где $t_{ро}$ — расчетный срок окупаемости новой технологии, лет.

Из этой формулы видно, что чем больше величина затрат на выполнение подготовительных работ и времени на их осуществление, тем меньше удельная прибыль и больше срок окупаемости варианта разработки.

Не учитывая разновременность затрат и получения прибыли, можно значительно завысить эффективность варианта с большой производственной мощностью рудника, требующего значи-

тельных объемов строительных и подготовительно-нарезных работ. Вместе с тем, можно занизить эффективность таких систем разработки, как камерно-столбовая и других, требующих минимальных затрат на подготовительно-нарезные работы. При базовом варианте производственной мощности рудника (с большими капиталовложениями и сроком строительства или вскрытия новых запасов) эффективность определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_{сб}+t_{рб}} П_{ргбt}=\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_{рб}-1}}-$$

$$-\sum_{t=1}^{t_{сб}} К_{бt}(1+E_к)^{t_{сб}}.$$

Экономическая эффективность варианта разработки с минимальными капитальными затратами по сравнению с предыдущим вариантом определится по следующей формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р} П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_{сб}-t_с} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\frac{1}{(1+E_к)^{\Delta t_с-1}}+$$

$$+\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-\sum_{t=1}^{t_с} К_t\left(1+E_к\right)^{t_с},$$

где $t_{сб}-t_с=\Delta t_с$ — экономия времени на выполнение подготовительных работ при первом новом варианте по сравнению с базовым, лет.

При этом варианте разработки прибыль будет получена уже в период, когда при базовом варианте разработки на месторождении ведутся только подготовительные работы или приобретается и монтируется новое оборудование.

Если реконструкция рудника и, соответственно, капиталовложения осуществляются в период работы горного предприятия (проходка нового ствола, вскрытие новых запасов, сооружение закладочного комплекса, усреднительного склада и т.п.), то в период капитальных работ величина годовой прибыли может не измениться и будет соответствовать уровню базового варианта, и только после окончания капитальных работ могут измениться такие показатели, как производственная мощность рудника, извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого и эксплуатационные затраты на его добычу и переработку. Для этого случая критерий оценки эффективности имеет следующий вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_с}A_{бt}(ц_{дбt}-с_{дбt})/(1+E)^{t_с-1}-\sum_{t=1}^{t_с}К_t\frac{(1+E_к)^{t_с}}{(1+E)^{t_с-1}}+$$

$$+\frac{1}{(1+E)^{t_с}}\sum_{t=1}^{t_р-t_с}A_t(ц_{дt}-с_{дt})/(1+E)^{t_р-t_с-1},$$

где $A_{бt}$ — производственная мощность рудника в t-м году при базовом варианте, т/год; A_t — то же, при новом варианте, т/год; $ц_{дбt}$ и $с_{дбt}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого и затраты на его добычу и переработку в t-й год при базовом варианте, руб/т; $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого и затраты на его добычу и переработку в t-й год при новом варианте, руб/т; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки, лет; $t_с$ — срок выполнения капитальных работ по реконструкции рудника, лет.

Аналогично по данной методике, учитывающей разновременность затрат и получения прибыли, могут быть решены и многие другие задачи эксплуатации горных предприятий.

9.4. ПРИНЦИПЫ ОБОСНОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ПО СОВОКУПНОСТИ РУДНИКОВ

До последнего времени оптимизация производственной мощности отдельно взятого рудника считалась достаточной для решения этой важной задачи. При этом предполагалось, если все рудники имеют оптимальную частную (т.е. с оптимумом по отдельно взятому руднику) производственную мощность, то и любая совокупность этих рудников также работает в оптимальном режиме.

В том случае, когда масштабы рудников в какой-либо совокупности примерно одинаковы, а также если удельные капитальные затраты при всех сравниваемых вариантах примерно равны, то производственная мощность, оптимальная для отдельно взятого рудника, будет одновременно оптимальной и с позиции рассматриваемой совокупности рудников. Однако, в наиболее общем случае оптимум производственной мощности отдельно взятого рудника может не соответствовать оптимуму по совокупности рудников и тем более подотрасли или отрасли в целом.

Если в той или иной совокупности рудников имеют место существенные различия в масштабах добычи, а также в величинах удельных капитальных затрат в зависимости от производственной мощности, то оптимум производственной мощности отдельно взятого рудника может не соответствовать оптимуму в целом по совокупности всех оптимизируемых предприятий (рудоуправление, комбинат, объединение и т.п.) по тому или иному горно-рудному району или отрасли в целом.

Оптимум производственной мощности по совокупности рудников не совпадает с оптимумом производственной мощности по отдельным рудникам в связи с тем, что в силу разных масштабов рудников кривизна изменения зависимости себестоимости и удельных капитальных, а следовательно, и приведенных затрат, существенно отличается. Эта кривизна обычно гораздо сильнее на малых рудниках. На крупных рудниках данные зависимости довольно пологие. Затраты здесь изменяются обычно не очень значительно, даже при большом по абсолютной величине изменении производственной мощности. Поэтому наращивание мощности на крупном месторождении или руднике при соответствующем снижении добычи на малых рудниках обычно обеспечивает большой экономический эффект.

Для случая неизменной общей производственной мощности двух рудников или участков суть оптимизации по совокупности рудников заключается в следующем. Допустим, что один из двух рудников получает руду с небольшими затратами (c_1), а на другом себестоимость добычи больше (c_2). Если оба рудника работают в режиме оптимальной индивидуальной производственной мощности, то общий объем добычи на них равен $A_1 + A_2$, а средневзвешенная себестоимость (в условных денежных единицах) будет равна

$$с_{ср}=\frac{A_1c_1+A_2c_2}{A_1+A_2}.$$

Приняв общую добычу рудников, равной $A_1 + A_2 = Q$, производственную мощность второго рудника $A_2 = Q - A_1$, а зависимости изменения себестоимости добычи соответственно

$$с = a_1A_1 + b_1/A_1 + c_1 \text{ и } c' = a_2A_2 + b_2/A_2 + c_2,$$

можно выразить среднюю себестоимость добычи по обоим рудникам формулой

$$c_{ср} = A_1 (a_1A_1 + b_1/A_1 + c_1)Q +$$

$$+ (Q - A_1) \left[a_2(Q - A_1) + b_2/(Q - A_2) + c_2\right]/Q.$$

Средняя себестоимость будет минимальна, когда частная производная этой функции равна нулю, т.е.

$$2A_1 (a_1 + a_2) - 2Qa_1 + c_1 - c_2 = 0,$$

откуда

$$A_1 = (2Qa_2 + c_2 - c_1)/2(a_1 + a_2), \text{ а}$$

$$A_2 = (2Qa_1 + c_2 - c_1)/2(a_1 + a_2).$$

Аналогично может быть решена задача и при большем количестве рудников (например, по отдельному горно-рудному району или в целом отрасли).

В результате определения производственной мощности рудников на основе оптимума по рудоуправлению, комбинату, объединению, району или отрасли в целом может быть получена огромная экономия, причем тем больше, чем больше совокупность рудников.

Однако, методика установления производственной мощности каждого рудника по совокупному оптимуму, когда суммарная производственная мощность совокупности рудников постоянна и по сути дела является суммой производственных мощностей рудников, определенных по индивидуальному оптимуму, является несовершенной, так как в данном случае производственная мощность по всей совокупности рудников не оптимальна с позиции этой совокупности, т.е. оптимизация в данном случае лишь частичная.

Задача установления оптимальной производственной мощности рудника на основе оптимизации в целом по совокупности рудников при одновременном отыскании оптимальной производственной мощности всей совокупности рудников может быть принципиально решена следующим образом. Допустим, что производственные мощности двух рудников равны A_1 и A_2. Себестоимости добычи равны соответственно

$$c_{д1} = a_1A_1 + b_1/A_1 + c_1 \text{ и } c_{д2} = a_2 A_2 + b_2 /A_2 + c_2.$$

Средневзвешенная себестоимость по двум рудникам может быть определена как

$$c_{ср} = \frac{A_1 (a_1A_1 + b_1/A_1 + c_1) + A_2(a_2A_2 + b_2/A_2 + c_2)}{A_1 + A_2}.$$

Взяв частные производные от $c_{ср}$ по A_1 и A_2 и приравняв их к нулю, получим уравнение, характеризующее минимум средневзвешенной себестоимости по совокупности рудников

$$\frac{dc_{ср}}{dA_1} = \frac{(A_1 + A_2)(2A_1a_1 + c_1) - (A_1^2a_1 + b_1 + A_1a_1 + A_2^2a_2 + b_2 + A_2c_2)}{A_1 + A_2},$$

$$\frac{dc_{ср}}{dA_2} = \frac{(A_1 + A_2)(2A_2a_2 + c_2) - (A_1^2a_1 + b_1 + A_1a_1 + A_2^2a_2 + b_2 + A_2c_2)}{A_1 + A_2}.$$

Вычтя из первого уравнения второе уравнение, получим

$$(A_1 + A_2)(2A_1a_1 + c_1) - (A_1 + A_2)(2A_2a_2 + c_2) = 0,$$

откуда

$$A_1 = (2a_2A_2 + c_2 - c_1)/2a_1.$$

Сложив выражения $\frac{dc_{ср}}{dA_1} = 0$ и $\frac{dc_{ср}}{dA_2} = 0$, установим, что

$$2 (a_1 + a_2) A_1A_2 + (A_1 - A_2) (c_1 - c_2) - 2 (b_1 + b_2) = 0.$$

Решив это уравнение относительно A_1, получим

$$A_1 = \left[2(b_1 + b_2) - (c_1 - c_2)A_2\right]/\left[2(a_1 + a_2)A_2 - (c_1 - c_2)\right].$$

Приравняв два выражения A_1 и решив уравнение

$$4A_2a_2 (a_1 + a_2) - 4 A_2a_2 (c_1 - c_2) + (c_1 - c_2)^2 - 4a_2 (b_1 + b_2) = 0,$$

определим производственную мощность второго рудника

$$A_2 = \left[a_2(c_2 - c_1) + \sqrt{4a_1(a_1a_2 + a_2^2)(b_1 + b_2) - a_1a_2(c_1 - c_2)^2}\right]/2a_2(a_1 + a_2).$$

Зная A_2 и подставив его значения в формулу A_1, определим производственную мощность первого рудника A_1.

Чтобы оценить важность оптимизации производственной мощности рудников, рассмотрим следующий пример.

Пример. Допустим, в пределах одного рудоуправления или комбината имеются две железорудные шахты, себестоимость добычи руды на которых характеризуется зависимостями

$c_{д1} = 0{,}52A_1 + 3{,}96/A_1 + 0{,}37$

и $c_{д2} = 0{,}23\,A_2 + 4{,}14\,/A_2 + 0{,}13.$

При индивидуальном оптимуме производственная мощность этих шахт равна (млн т/год)

$$A_1 = \sqrt{\frac{3{,}96}{0{,}52}} = \sqrt{7{,}61 \cdot 5} = 2{,}76 \text{ и } A_2 = \sqrt{\frac{4{,}14}{0{,}23}} = \sqrt{18} = 4{,}24,$$

а себестоимость добычи (ед./т):

$c_1 = 0{,}52 \cdot 2{,}76 + 3{,}96/2{,}75 + 0{,}37 = 1{,}43 + 1{,}44 + 0{,}37 = 3{,}84,$

$c_2 = 0{,}23 \cdot 4{,}25 + 4{,}14/4{,}25 + 0{,}13 = 0{,}9741 + 0{,}13 = 2{,}082.$

Средневзвешенная себестоимость будет равна

$$c_{ср} = \frac{3{,}84 \cdot 2{,}76 + 2{,}082 \cdot 4{,}24}{7} = \frac{8{,}94 + 8{,}83}{7} = \frac{17{,}77}{7} = 2{,}538.$$

При совокупном оптимуме и постоянной общей производственной мощности

$$A_1 = \frac{2 \cdot 7 \cdot 0{,}23 + 0{,}13 + 0{,}37}{2(0{,}52 + 0{,}23)} = \frac{3{,}22 + 0{,}5}{1{,}5} = 2{,}48 \text{ млн т/год},$$

$$A_2 = \frac{27 \cdot 0{,}52 \cdot 0{,}37 + 0{,}13 - 0{,}37}{2(0{,}52 + 0{,}23)} = \frac{7{,}28 - 0{,}24}{1{,}5} = 4{,}52 \text{ млн т/год},$$

$$c_1 = 0{,}52 \cdot 2{,}48 + \frac{3{,}96}{2{,}48} + 0{,}37 = 1{,}29 + 1{,}56 + 0{,}37 = 3{,}26 \text{ ед./т},$$

$$c_2 = 0{,}23 \cdot 4{,}52 + \frac{4{,}14}{4{,}52} + 0{,}13 = 1{,}04 + 0{,}916 + 0{,}13 = 2{,}09 \text{ ед./т},$$

а средневзвешенная

$$c_{ср} = \frac{3{,}26 \cdot 2{,}48 + 2{,}09 \cdot 4{,}52}{7} = \frac{8{,}08 + 9{,}4478}{7} = 2{,}505 \text{ ед./т}.$$

По сравнению с индивидуальным оптимумом экономия составит

Э = (2,538 – 2,505) · 7 = 0,00337 = 0,241 млн ед./год.

При совокупном оптимуме и переменной общей добыче мощность второй шахты будет равна

$$A_2 = \frac{0{,}23(0{,}37 - 0{,}13) + 4 \cdot 0{,}52(0{,}52 \cdot 0{,}23 + 0{,}232)}{20{,}23(0{,}52 + 0{,}23)} \times$$

$$\times \frac{8{,}1 - 0{,}52 \cdot 0{,}23 \cdot 0{,}06}{20{,}23(0{,}52 + 0{,}23)} = 5{,}09 \text{ млн т/год},$$

а производственная мощность первой шахты

$$A_1 = \frac{2 \cdot 0{,}23 \cdot 5{,}09 + 0{,}13 + 0{,}37}{2{,}052} = 2{,}02 \text{ млн т/год}.$$

Себестоимость добычи составит:

$$c_1 = 0{,}52 \cdot 2{,}02 + \frac{3{,}96}{2{,}02} + 0{,}37 = 3{,}38,$$

$$c_2 = 0{,}23 \cdot 5{,}09 + \frac{4{,}14}{5{,}09} + 0{,}13 = 2{,}113,$$

$$c_{ср} = \frac{3{,}38 + 2{,}02 + 2{,}113 \cdot 5{,}09}{7{,}11} = 2{,}468 \text{ ед./т}.$$

В этом случае экономия по сравнению с индивидуальным оптимумом будет больше на Э' = (2,538 – 2,468) 7,11 = 0,5 млн ед./год. За период существования рудников (30 лет) экономия составит 15 млн ед.

Более правильно эта задача должна решаться на основе ряда критериев: прибыли, годовой прибыли, суммы дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат на строительство и реконструкцию и т.п. Чтобы производственная мощность каждого нового рудника соответствовала общему экономическому оптимуму в целом по той или иной совокупности рудников или отрасли горно-добывающей промышленности, необходимо решить совокупность уравнений по всем этим рудникам.

При оптимизации производственной мощности совокупности рудников с учетом качества и ценности добываемой на этих рудниках рудной массы могут быть использованы критерии прибыли. При этом могут быть получены совершенно иные результа-

ты. Так, если в ранее рассмотренном примере принять, что извлекаемая ценность рудной массы, добываемой на первой шахте, равна 6 ед./т, а на второй только 3 ед./т, то можно прийти к выводу, что большая производственная мощность должна быть принята не на второй, как это явствует из частного оптимума, а на первой шахте.

Расчет может быть произведен по тем же формулам, но в качестве коэффициентов c_1, и c_2 принимается разница между третьим членом формулы текущих затрат и извлекаемой ценностью добываемой рудной массы. Формула выводится аналогично.

$$A_2=\frac{a_2(c_2'-c_1')+\sqrt{4a_1a_2(a_1+a_2)}(b_1+b_2)-a_1a_2(c_1'-c_2')^2}{2a_2(a_1+a_2)}.$$

где $c_1'=ц_{д1}-c_1$ и $c_2'=ц_{д2}-c_2$ ($ц_{д1}$ и $ц_{д2}$ — извлекаемая ценность добываемой руды на двух шахтах, ед./т); остальные обозначения прежние.

Согласно расчету по формуле, производственная мощность шахт, обеспечивающая максимум прибыли в целом по комбинату, равна

A_2 = 3,3 млн т/год, а

$$A_1=\frac{0,46\cdot 3,3-2,87+5,63}{1,04}=4,1\text{ млн т/год.}$$

Общая добыча равна 3,3 + 4,1 = 7,4 млн т/год.

Себестоимость добычи:

$$c_{д1}=0,52\cdot 4,1+\frac{3,96}{4,1}+0,37=3,48\text{ ед./т,}$$

$$c_{д2}=0,23\cdot 3,3+\frac{4,14}{3,3}+0,13=2,14\text{ ед./т.}$$

Прибыль на первой шахте 6 – 3,48 = 2,52 ед./т, на второй 3 – 2,14 = 0,86 ед./т.

Средневзвешенная прибыль равна

$$\frac{2,52\cdot 4,1+0,86\cdot 3,3}{7}=1,78\text{ ед./т.}$$

При частном оптимуме прибыль была бы равна 6 – 3,24 ед./т или в среднем

$$\frac{2,76\cdot 2,75+0,92\cdot 4,25}{7}=1,64\text{ ед./т.}$$

Эффект за счет увеличения прибыли при совокупной оптимизации с учетом ценности добываемой рудной массы по сравнению с частной оптимизацией составляет Э = (1,78 – 1,64)· 7,4 = = 1,04 млн ед./год.

Важность совместной оптимизации большого числа рудников и с учетом большого числа факторов покажем на следующем примере.

Пример. Допустим, что в районе действующего или строящегося металлургического завода можно построить четыре железорудные шахты, технико-экономические показатели которых изменяются согласно данным, приведенным в табл. 9.7.

Из табл. 9.7 следует, что по минимуму приведенных затрат (индивидуальному оптимуму) производственная мощность рудника №1 может быть принята 3,5; № 2—4,5; № 3—3: № 4—5 млн т/год. При этом средневзвешенные приведенные затраты на добычу равны 3,95 ед./т, а общая добыча четырех шахт составляет 16 млн т/год. Однако, с позиции совокупности четырех шахт это решение не является оптимальным. Например, при производственной мощности первой шахты, равной 4, второй и четвертой — 5, третьей — 2 млн т/год и при общей производственной мощности 16 млн т/год будет обеспечено снижение удельных приведенных затрат до 3,85 ед./т или на 0,1 руб/т меньше. Более того, можно вообще отказаться от строительства шахты № 3, приняв производственную мощность первой и второй шахт по 5 млн т/год, а четвертой — 6 млн т/год. При той же общей добыче 16 млн т/год удельные приведенные затраты будут снижены до 3,52 ед./т, т.е. будут на 0,43 ед./т меньше, благодаря чему будет получена общая экономия по приведенным затратам 6,9 млн ед./год, хотя на всех трех шахтах затраты будут больше минимально возможных.

При этом сумма капиталовложений на строительство трех шахт общей мощностью 16 млн т/год будет на 33 млн ед. меньше, чем на ту же мощность четырех шахт с оптимальной производственной мощностью по индивидуальному оптимуму.

Таблица 9.7

Шахты	Показатели, усл. ден. ед./т	Варианты производственной мощности рудника, млн т/год					
		2	3	3,5	4	4,5	5
№ 1	Себестоимость добычи	2,42	2,23	2,21	2,29	2,36	2,45
	Удельные капиталовложения	7,9	7,65	7,52	7,4	7,27	7,15
	Удельные приведенные затраты	3,60	3,37	3,335	3,40	3,45	3,53
№ 2	Себестоимость	2,44	2,21	2,085	2.08	2,11	2,14
	Удельные капиталовложения	10,66	10,2	9,95	9,72	9,48	9,25
	Удельные приведенные затраты	4,04	3,65	3,58	4,54	3,53	3,53
№ 3	Себестоимость	3,39	3.25	3,52	3,44	3,69	4,12
	Удельные капиталовложения	20,2	19,6	19,3	19,0	18,7	18,4
	Удельные приведенные затраты	6,42	6,18	6,22	6,29	6,49	6,97
№ 4	Себестоимость	2,66	2,2	6,12	2,08	2,085	2,11
	Удельные капиталовложения	10,44	10,01	9,8	9,58	9,37	9,15
	Удельные приведенные затраты	4,22	3,71	3.59	3,50	3,485	3,48

Теперь допустим, что, кроме этих 16 млн т/год, для полной загрузки завода используется еще 3 млн т/год привозной руды. При этом текущие затраты на транспортировку руды равны 6 ед./т, а удельные капитальные затраты составляют 30 ед./т (расстояние примерно 1000 км). Если вместо этого построить самую невыгодную из четырех, шахту №3, на производственную мощность 3 млн т/год, то можно в целом по народному хозяйству получить экономию, равную $(6 + 0{,}15 \cdot 30)3 — 6{,}18 \times 3 = 31{,}5$ млн ед./год, хотя отрасль понесет убытки, равные $(6{,}18 - 6)3 = 0{,}54$ млн ед./год, и дополнительные затраты капиталовложений в сумме 59 млн ед. на строительство шахты № 3. С отраслевых позиций выгодней продолжать завозить руду на большое расстояние, а с народнохозяйственных позиций целесообразнее построить в районе завода шахту № 3.

В практике проектирования при уточнении производственной мощности рудника с позиции интересов отрасли за основу принимается план развития отрасли. Удовлетворение потребностей в руде той или иной отрасли в соответствии с планом развития осуществляется путем набора нужного количества рудников, для каждого из которых находится предварительно индивидуальная оптимальная или производственная мощность по горным возможностям.

Аналогично изложенному может быть решена задача оптимизации производственных мощностей в пределах более широкой совокупности рудников. Решается она на основе специальных исследований с применением экономико-математических методов и вычислительной техники. При этом оптимизируемый показатель может несколько возрасти по некоторым рудникам этой совокупности, однако средневзвешенная себестоимость будет меньше. В результате определения производственной мощности рудников на основе оптимума по рудоуправлению, комбинату, объединению, району или отрасли в целом может быть получена огромная экономия, причем тем больше, чем больше совокупность рудников.

Эта задача может решаться как на основе критерия приведенных затрат, так и на основе критерия прибыли. Поскольку на разных рудниках совокупности добываемая рудная масса может очень сильно отличаться по качеству, то необходимо принимать приведенные затраты на добычу и переработку в расчете на единицу какой-то базовой продукции или базовой извлекаемой ценности (руды с базовой извлекаемой ценностью, если руда многокомпонентна). За базовую продукцию может быть принята рудная масса на одном из рудников, товарная руда, концентрат, металл в концентрате, чугун и металлы в ценностном выражении. Благодаря этому будет учтено различие ценности рудной массы на разных рудниках совокупности. Но более правильно эта задача должна решаться на основе критерия суммы дисконтированной прибыли.

9.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ НЕДР И ВОВЛЕЧЕНИИ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ НЕСКОЛЬКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

На действующих горно-добывающих предприятиях их производственные мощности установлены, как правило, на основе балансовых запасов какого-то одного полезного ископаемого. В зависимости от величины производственной мощности все основные технико-экономические показатели изменяются в очень большой степени, поэтому оптимизация ее величины может обеспечить мак-

симально возможный уровень эффективности использования балансовых запасов этого полезного ископаемого и получение большого экономического эффекта от разработки месторождения. Аналогичное положение имеет место и при комплексном освоении недр.

При вовлечении в эксплуатацию других полезных ископаемых на том же месторождении в его регионе или использовании каких-то других ресурсов производственная мощность предприятия изменится в соответствии с величиной запасов вовлекаемых в эксплуатацию дополнительных ресурсов и объемами их добычи и переработки. И в зависимости от величины производственной мощности по каждому дополнительно вовлекаемому в эксплуатацию ресурсу будут существенно изменяться все технико-экономические показатели производства продукции из этих ресурсов. Поэтому для объективного и более правильного обоснования целесообразности полного и комплексного освоения недр, а также решения других задач необходимо по каждому дополнительно вовлекаемому в эксплуатацию ресурсу одновременно с оценкой определить оптимальную дополнительную производственную мощность.

В качестве дополнительно вовлекаемых в эксплуатацию ресурсов необходимо рассматривать не только бедные и забалансовые запасы основного полезного ископаемого, породы от проходки выработок и вскрышных работ, хвосты и штыбы обогатительных фабрик, другие отходы горного и обогатительного производства по основному полезному ископаемому, но и полезные ископаемые, залегающие попутно с основным на одном месторождении или в регионе действующего горного предприятия, а также запасы, пригодные для вовлечения в повторную разработку, запасы разного рода целиков, оставленных в недрах согласно ранее принятым проектным решениям в качестве охранных у вскрывающих и горно-подготовительных выработок, под природными, промышленными и гражданскими объектами, запасы руд другого сорта и вида, забалансовые запасы и т.п.

При вовлечении в эксплуатацию того или иного из этих ресурсов представляются реальные возможности: увеличить производственную мощность горного предприятия, не снизить ее или снизить в меньшей степени, чем было бы в случае завершения отработки балансовых запасов основного полезного ископаемого или ухудшения их качества. Всякое решение без использования

возможностей увеличения производственной мощности предприятия при вовлечении в эксплуатацию какого-либо ресурса не обеспечит максимального эффекта. Однако это увеличение производственной мощности не должно быть ни слишком большим, ни слишком маленьким. Оно должно быть для каждого вовлекаемого в эксплуатацию дополнительного ресурса оптимальным.

Эта оптимальная величина роста производственной мощности предприятия должна быть обоснована с учетом специфики не только производства, но и реализации дополнительной продукции, полученной при освоении каждого ресурса с учетом всех факторов, определяющих эксплуатационные и капитальные затраты на освоение каждого нового ресурса и реализацию получаемой из него продукции. Кроме этого, должны быть учтены возможные изменения экономики предприятия в целом за счет увеличения его производственной мощности по конечной продукции или в ценностном выражении.

Поскольку при комплексном освоении недр конечная продукция может быть весьма разнохарактерной, то суммарную производственную мощность предприятия при использовании нескольких ресурсов можно определить по следующим общим формулам:

а) в натуральном выражении (в пересчете за основную продукцию), т/год:

$$A = A_o + \sum_{i=1}^{n} \frac{ц_{дi}}{ц_{до}};$$

б) в ценностном выражении (руб/год)

$$M = A_o ц_{до} + \sum_{i=1}^{n} A_i ц_{дi}.$$

В этих формулах: A_o — производственная мощность предприятия по основной продукции, т/год; A_i — дополнительная производственная мощность при освоении i-го ресурса, т/год; $ц_{до}$ — извлекаемая ценность основного добываемого полезного ископаемого (рудной массы), руб/т; $ц_{дi}$ — ценность продукции, получаемой при освоении i-го ресурса; n — число дополнительно вовлекаемых в эксплуатацию ресурсов.

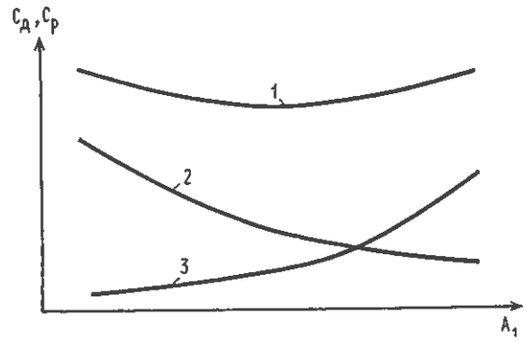


Рис 9.2. Изменение текущих затрат на производство и реализацию *i*-й продукции:
1 — затраты на добычу и реализацию;
2 — затраты на добычу и производство;
3 — затраты на реализацию продукции

Оптимизация величины дополнительной производственной мощности особенно важна при освоении сравнительно бедных ресурсов, реализация которых связана с увеличением затрат на транспортирование получаемой из них готовой продукции. Например, при увеличении объема получаемых из отходов горного производства строительных блоков или щебня могут уменьшиться удельные затраты на их изготовление, но для реализации увеличенного количества продукции придется транспортировать ее на более далекое расстояние (в соответствии с ростом сферы реализации), вследствие чего общие удельные затраты на производство и реализацию продукции будут увеличиваться. В результате суммарные удельные затраты до определенного уровня снижаются, а затем начинают расти. Оптимальная дополнительная мощность по освоению какого-то *i*-го ресурса будет соответствовать минимуму затрат на производство и реализацию получаемой из этого ресурса продукции (рис. 9.2).

В более общем виде в $c_д$ и $c_р$ должны учитываться не только эксплуатационные, но и капитальные затраты, в частном случае — только эксплуатационные (текущие) затраты. Должна быть учтена также разновременность производства затрат и получения прибыли.

При постоянной отпускной цене продукции примерно так же может быть установлена оптимальная производственная мощность по *i*-му ресурсу на основе критерия прибыли.

Аналогично может быть установлена дополнительная производственная мощность по дополнительно вовлекаемому в эксплуатацию ресурсу, обеспечивающая максимальный экономический эффект от вовлечения ресурса постоянного качества. В случае, когда по мере увеличения объема вовлекаемого в эксплуатацию ресурса меняется его качество (например, забалансовые запасы с разным содержанием в них полезных компонентов), то дополнительная производственная мощность должна быть установлена оптимальной по каждому виду дополнительного ресурса.

9.6. УЧЕТ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

При нарушении горными работами окружающей среды уменьшается количество продукции, выпускаемой различными отраслями народного хозяйства (горных, металлургических, сельскохозяйственных, лесных и других предприятий, рекреационных баз и др.). В результате увеличиваются текущие и капитальные затраты, расход трудовых и материальных ресурсов на производство продукции, снижается социально-экономическая эффективность.

Часть ущерба выражается увеличением текущих затрат на производство продукции различных отраслей, что определяется величиной снижения получаемой всеми отраслями прибыли. Эта часть может быть определена по формуле

$$У_п = \sum_{i=1}^{n} (в_{бi} - в_i) ц_i S_i t_{нi},$$

где $в_{бi}$ и $в_i$ — продуктивность *i*-го ресурса соответственно ненарушенного (базового) и измененного под воздействием горных работ; $ц_i$ — отпускная цена продукта из *i*-го ресурса; S_i — количество *i*-го ресурса, занятого или ухудшенного под воздействием горных работ; $t_{нi}$ — время, в течение которого *i*-й ресурс остается нарушенным, лет; n — число ресурсов.

Кроме того, ухудшается использование имеющихся во всех отраслях народного хозяйства основных и оборотных средств. Это ухудшение можно оценить по выражению

$$У_к = \sum_{i=1}^{n} (E_{нi} Ф_{бi}/P_i) - E_{нi} Ф_i/P_{бi},$$

где $Ф_{бi}$ и $Ф_i$ — основные и оборотные фонды отрасли, эксплуатирующей *i*-й ресурс, при вариантах без нарушения ресурса горными работами и с нарушениями, руб.; $P_{бi}$ и P_i — годовой объем производства

при эксплуатации i-го ресурса до нарушения его горными работами и после, руб/год; $E_{нi}$ — установленный коэффициент эффективности капиталовложений в i-й отрасли народного хозяйства.

В этих отраслях в соответствии с уменьшением объема производимой продукции снижается производительность труда. А так как эти отрасли весьма трудоемки, то и ущерб от снижения производительности труда очень велик. Обрабатывать, например, нужно те же площади земель, а собирать с них урожаи на 20—40 % ниже, чем без влияния горных работ.

Эта составляющая ущерба (руб.) в условиях дефицита трудовых ресурсов может быть определена по формуле

$$У_т = \sum_{i=1}^{n} a_i(Т_i - Т_{бi})S_i t_{нi},$$

где $Т_{бi}$ и $Т_i$ — трудоемкость производства и использования единицы i-го ресурса без нарушения горными работами и после нарушения; a_i — величина чистой продукции, приходящаяся на одного трудящегося.

Снижение производительности труда в отраслях, использующих природные ресурсы, требует соответствующего увеличения капитальных вложений в жилищное, коммунальное и культурно-бытовое строительство.

Эта часть ущерба (руб.) может быть определена по выражению

$$У_{кб} = \sum_{1}^{к} (r_н - r_б)\,\beta\varphi\eta К_{кб},$$

где $r_б$ и $r_н$ — число работающих в отраслях до нарушения природных ресурсов и после в расчете на производство одинакового качества и количества продукции; β — коэффициент семейности (β= 3, 4); φ — санитарная норма жилой площади на одного человека, м²; η — стоимость 1 м² жилой площади, руб.; $К_{кб}$ — коэффициент, учитывающий затраты на культурно-бытовое и коммунальное строительство ($К_{кб}$ = 1,3 ÷ 1,4); к — число отраслей.

Пятая часть ущерба имеет место у потребителей продукции, которую производят отрасли, использующие природные ресурсы, например, перерабатывающие предприятия из-за сокращения продукции сельского, водного, рыбного и других хозяйств. Эта часть ущерба выражается увеличением у потребителей текущих затрат,

снижением эффективности производственных фондов, падением производительности труда и увеличением затрат на соцкультбыт. В общем виде она определяется по формуле

$$У_б = \sum_{1}^{m}\sum_{1}^{n}(У'_1 + У'_2 + У'_3 + У'_4),$$

где m — число перерабатывающих и других отраслей, на экономике которых скажется снижение продуктивности природных ресурсов; $У'_1$, $У'_2$, $У'_3$, $У'_4$ — соответственно ущербы от увеличения текущих затрат (снижения прибыли), снижения эффективности производственных фондов и капиталовложений, повышения трудовых затрат, увеличения затрат на соцкультбыт.

Кроме этого, могут быть учтены и другие ущербы, например стоимость потери ценности или ремонта зданий и сооружений, рекреационных ресурсов под воздействием горных работ, а также социальный ущерб за ухудшение здоровья и трудоспособности рабочих и населения под воздействием горных работ.

Ущерб (руб/т) от потери природных ресурсов, приходящийся на 1т добываемой рудной массы, составит

$$У_б = У_{прб}/A_б t_б,$$

где $A_б$ — годовая производительность рудника по рудной массе при базовом варианте; $t_б$ — срок отработки месторождения, лет.

При любом другом варианте

$$У = У_{пр}/At.$$

В этих формулах $У_{прб}$ и $У_{пр}$ — общий ущерб от потери природных ресурсов при базовом и другом вариантах, руб.

При учете охраны природы производительность рудника больше, чем вычисленная на основе максимума прибыли только на добычу руды. С позиций народнохозяйственных интересов необходимо учитывать производственные мощности строящихся и действующих рудников, что позволит обеспечить улучшение условий охраны природы, уменьшение капитальных затрат и получить в целом по народному хозяйству большую экономию.

9.7. ПРИНЦИПЫ ВЕРОЯТНОСТНОЙ ОЦЕНКИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

Как показывает практика проектирования и эксплуатации рудников и шахт, исходная информация для решения задач имеет стохастический (вероятностный) характер. Поэтому и результаты того или иного решения также подтверждаются на практике неточно, а лишь с определенной вероятностью и в большинстве случаев с отклонениями в большую или меньшую сторону. Достоверность исходной информации в очень многих случаях оказывается весьма недостаточной, особенно при разработке месторождений сложного строения и при больших сроках отработки. Невысокой достоверностью обычно отличаются данные по запасам месторождений, от которых зависит величина производственной мощности рудника, по содержанию в них полезных и вредных компонентов, а также многие другие технико-экономические показатели, особенно при больших сроках отработки месторождений. Очень часто на месторождениях цветных и редких металлов, особенно сложного строения, с неравномерным оруденением, данные по запасам и содержанию в них металлов подтверждаются лишь на 50—70 %. В ряде случаев, в процессе освоения и доразведки наоборот имеет место некоторое увеличение запасов по сравнению с теми, на основе которых представлен проект, в 1,2—1,5 раза и более.

В результате использования недостаточно достоверных данных, в частности, при определении производственной мощности без должной количественной оценки степени их надежности, примерно в такой же степени недостаточно надежными получаются и проектные решения, в том числе и решения по обоснованию главных параметров горного предприятия. Без достоверного определения величины запасов и содержания в них полезных компонентов не может быть достоверно определена производственная мощность.

Метод определения производственной мощности рудника по горным возможностям, который наиболее широко применяется в практике проектирования, при всей его простоте и универсальности основан на использовании недостаточно достоверных горно-геологических данных (горизонтальной мощности и простирания рудного тела, угла его падения и соответствующих им показателей потерь, разубоживания руды и годового

понижения горных работ). Вопреки их вероятностному (стохастическому) характеру эти данные принимаются к расчету, как детерминированные. Поэтому в результате расчетов очень часто производственная мощность рудника оказывается либо завышенной, либо заниженной по сравнению с наиболее вероятной (наиболее экономичной) производственной мощностью. Завышенная проектная производственная мощность рудника обычно имеет место при неподтверждении данных о запасах месторождения и содержании в них полезных компонентов, заниженная — на месторождениях, запасы которых оказываются больше принятых в проекте.

Как при занижении, так и при завышении производственной мощности остаются неиспользованными огромные возможности в виде перерасходованных капитальных вложений, эксплуатационных затрат, трудовых, материальных и энергетических ресурсов. И ущерб тем значительнее, чем больше срок прогнозирования и объемы добычи полезных ископаемых. По мере их роста растет и степень ответственности за правильность решения, поэтому отказ от упрощенных методов оптимизации параметров горных работ и любое их усложнение с применением вероятностных методов при современных возможностях экономико-математических методов и вычислительной техники будут оправданными.

Для повышения достоверности проектных решений и более полного их соответствия фактическим условиям и оптимальным параметрам необходимо учитывать вероятностный характер как исходных данных, так и искомых параметров. В частности, рассмотрим сущность определения вероятности подтверждения производственной мощности на примере, когда распределение носит непрерывный характер и подчиняется нормальному закону, функции которого выражаются формулами, приведенными в главе 3.

Допустим, что при нормальном законе распределения среднеквадратическое отклонение производственной мощности равно 17,6 %, а среднее арифметическое — 66,5 %. Если бы при определении искомого результата был принят коэффициент риска, равный 0,335, то вероятность подтверждения искомого параметра была бы только 50 %. Чтобы вероятность была равна 84,1 %, надо было бы принять коэффициент риска, равным 0,335 + 0,176 = 0,511, а чтобы 97,7 %, то 0,335 + 2·0,1765 = 0,687, т.е. надо было рассчитывать

только на половину или на треть того значения результата, которое было бы принято в случае, если бы исходные данные были не стохастическими, а детерминированными.

Поскольку показатели, характеризующие запасы месторождения и содержание в них полезных компонентов, определяются со значительной погрешностью, то и величина производственной мощности по этой формуле будет определяться с большой ошибкой. Чтобы избежать ее, необходимо учесть вероятность той или иной величины.

Для повышения достоверности расчетов необходимо изменить критерии оценки. Чтобы при оценке запасов на действующем руднике и сравнении эффективности их разработки с разработкой вновь осваиваемых и подготавливаемых балансовых запасов учесть разницу в уровне достоверности геологических и экономических данных о запасах, необходимо в методиках оценки принимать критерии, основанные на вероятностных данных.

Если без учета возможной ошибки исходных данных применяют обычно следующую формулу для определения удельной прибыли (руб/т)

$$П_р = \frac{(1-П)(ц_д - с_д)}{1-Р},$$

то с учетом вероятностного характера геологических и экономических данных она будет иметь вид (руб/т)

$$П_р = \frac{М_з(1-П)(ц_д М_ц - с_д)}{1-Р},$$

где $П_р$ — прибыль от разработки 1 т запасов, руб.; П и Р — потери и разубоживание, доли ед.; $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку, руб/т; $М_з$ — математическое ожидание величины запасов; $М_ц$ — математическое ожидание величины извлекаемой ценности добываемой рудной массы, в частном случае содержания в ней полезного компонента.

Кроме того, следует иметь в виду, что с той или иной ошибкой могут быть определены такие показатели, как величина потерь и разубоживания полезных ископаемых, извлечение при обогащении и металлургическом переделе, себестоимость добычи и переработки и другие параметры, хотя ошибка в их определении меньше, чем в определении величины запасов. Если, согласно действующей инструкции, на рудных месторождениях средней сложности 20 % запасов должно быть разведано до категории В (т.е. с ошибкой ± 20—30 %), а остальные 80 % в лучшем случае до категории $С_1$ (т.е. с ошибкой ± 30—60 %), то средняя ошибка будет равна ± 0,2·25 % +0,8·45 % = (5+36) = ± 41 %.

На действующих рудниках запасы могут быть определены с ошибкой в среднем ± 5—10 % (не более 10—15 %). Поэтому ошибка в подсчете запасов для реконструкции действующего рудника, например, для повторной разработки рудных залежей средней сложности, будет примерно на 30 % меньше, чем при подсчете запасов на новом месторождении. Значит, при прочих равных условиях, ценность запасов для повторной разработки, определяемая с учетом вероятности подтверждения геологических данных о запасах, в 1,3 раза ценнее запасов новых месторождений. С меньшей (минимальной) ошибкой могут быть определены также величины содержания металлов в руде, потерь и разубоживания, затрат на добычу и переработку, что в ряде случаев может оказаться существенно важным.

На действующем предприятии даже значительно более бедные, вовлекаемые в повторную разработку руды могут оказаться более ценными. Причем не только за счет высокой достоверности определения величины запасов и содержания в них полезных компонентов, но и за счет снижения капитальных (основные производственные фонды уже имеются) и эксплуатационных затрат (за счет использования уже пройденных выработок) по статьям амортизация, горно-подготовительные работы, а в ряде случаев и погашение геологоразведочных работ.

Критерий оценки эффективности строительства и эксплуатации нового рудника при том или ином варианте его производственной мощности и с учетом уровня вероятности подтверждения данных по величине балансовых запасов руды и содержанию в ней полезных компонентов, а также данных по величине эксплуатационных и капитальных затрат может быть определен по формулам (руб.):

а) при отсчете времени, начиная с эксплуатации рудника,

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t М_п (ц_{дt} \cdot М_ц - с_{дt} \cdot М_{эз}) \Big/ (1+E)^{t_р - 1} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t М_{кз} (1+E_к)^{t_с},$$

б) при отсчете времени, начиная со строительства рудника,

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_р}A_t M_п(ц_{д t}\cdot M_ц - с_{д t}\cdot M_{эз})\big/(1+E)^{t_р-1} -$$

$$-\sum_{t=1}^{t_с}K_t M_{кз}(1+E_к)^{t_с}\big/(1+E)^{t_с-1},$$

где A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $ц_{д t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; $с_{д t}$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку в t-й год, руб/т; $M_п$ — коэффициент подтверждения величины запасов или производственной мощности рудника, доли ед.; $M_ц$ — коэффициент подтверждения содержания металлов в руде или ее извлекаемая ценность, доли ед.; K_t — капитальные вложения в строительство рудника в t-й год, руб/год; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_с$ — срок строительства рудника, лет; $M_{эз}$ и $M_{кз}$ — коэффициенты подтверждения величины эксплуатационных и капитальных вложений, доли ед.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит.

Применительно к условиям уже действующего рудника обоснование производственной мощности при его реконструкции, техническом перевооружении, расширении сферы деятельности, может быть осуществлено на основе формулы (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_с}A_{б t}M_{бп}(ц_{дб t}M_{бц} - с_{дб t}M_{бэз})\big/(1+E)^{t_с-1}+$$

$$+\sum_{t=1}^{t_р-t_с}A_t M_п(ц_{д t}M_ц - с_{д t}M_{эз})\big/(1+E)^{t_р-t_с-1} -$$

$$-\sum_{t=1}^{t_с}K_t M_{кз}(1+E_к)^{t_с}\big/(1+E)^{t_с-1}.$$

9.8. ОПТИМИЗАЦИЯ НАДЕЖНОСТИ ПРОЕКТНЫХ РЕШЕНИЙ

При разработке месторождений полезных ископаемых проектные решения очень часто не соответствуют горно-геологическим условиям месторождений. Определенная в полном соответст-

вии с утвержденными ГКЗ запасами производственная мощность рудника оказывается либо заниженной, когда утвержденные в ГКЗ запасы оказываются меньше фактических, либо завышенной (что бывает гораздо чаще из-за неподтверждения запасов). Любое несоответствие проектных решений фактическим горно-геологическим условиям и любое отклонение параметров горных работ от оптимума как в большую, так и в меньшую сторону приводит к перерасходу капитальных вложений и эксплуатационных затрат, снижению прибыльности разработки месторождения.

Основными причинами этого являются: 1) недостаточная достоверность геологоразведочных данных о величине, элементах залегания и качестве разведанных запасов полезных ископаемых; 2) неподтверждение и несоответствие расчетных технико-экономических показателей фактическим условиям; 3) применение методов решения задач, недостаточно соответствующих недостоверным условиям и технико-экономическим показателям. Эти причины приводят к огромным перерасходам средств при эксплуатации месторождений. Например, на сложных по строению рудных месторождениях перерасход капитальных вложений достигает в расчете на рудную массу 30—35 %, а в расчете на конечную продукцию около 50 %. Поэтому при определении производственной мощности рудника, как и других параметров, необходимо определять надежность (уровень риска) соответствия установленного расчетом любого искомого параметра или оцениваемой технологии оптимальным условиям разработки. В каждом конкретном случае оптимальная надежность может быть установлена на основе определения условий, при которых обеспечивается максимальный экономический эффект от разработки месторождения.

В зарубежной практике иногда применяют коэффициент риска (степени риска), который определяют по формуле

$$r=\frac{K_б}{K_н+K_в}=\frac{K_б}{\sum K},$$

где $K_б$ — бросовая часть капиталовложений; $K_н$ — используемая их часть; K — все капиталовложения.

Однако, несоответствие проектных решений фактическим горно-геологическим условиям месторождений из-за неточности исходных данных и применения недостаточно достоверных методов решения задач имеют негативные последствия не только в

плане перерасхода капитальных вложений, но и во времени их использования, а также в недополучении продукции и прибыли от ее реализации.

При завышенной производственной мощности рудника, что обычно наблюдается, когда фактические данные о величине запасов и содержании в них полезных компонентов оказываются меньше утвержденных ГКЗ, ущерб в период строительства рудника слагается из перерасхода капитальных вложений, материалов, оборудования, энергетических и трудовых ресурсов. Кроме того, будет нанесен ущерб потребителю концентратов, в результате чего на заводе может увеличиться себестоимость переработки и не будут полностью использованы производственные фонды. В период эксплуатации ущерб выражается в уменьшении предприятием прибыли из-за увеличения себестоимости добычи и переработки, в частности, за счет условно постоянных затрат, а также статей амортизация основных средств, погашение горно-подготовительных работ, перерасход трудовых ресурсов из-за уменьшения масштабов работ и энергетических ресурсов (на стационарных установках повышенной мощности).

В случае заниженной производственной мощности рудника, что обычно бывает при увеличенных по сравнению с проектными запасах, имеет место перерасход капитальных вложений (в силу того, что при увеличении производственной мощности рудника меньше удельные затраты), хотя несколько меньше могут оказаться сроки проектирования и строительства рудника и несколько раньше предприятие начнет выдавать продукцию. Кроме того, из-за занижения производственной мощности рудника будет меньше производительность труда и выше себестоимость добычи и переработки, а значит, меньше величина прибыли. Дольше будет и срок отработки месторождения, что также важно. Этот ущерб может быть уменьшен путем реконструкции и доведения мощности до соответствующего уровня. В этом случае бросовых капиталовложений может и не быть, если не считать некоторого их перерасхода при строительстве рудника первой очереди. Ущерба потребителю также не будет, но вероятно упущение возможности его более полной загрузки. Одна часть ущерба от неточного проектного решения сказывается на экономике предприятия, другая часть — лишь на экономике отрасли и народного хозяйства.

При решении задачи определения производственной мощности рудника исходные данные можно разделить на две части: 1) горно-геологическая и 2) технико-экономическая. Если точность горно-геологических данных зависит от степени изученности месторождения и его характерных особенностей, то точность технико-экономических данных зависит не только от точности горно-геологических данных, но и от времени прогнозируемого периода деятельности предприятия. Влияние риска неподтверждения горно-геологических данных уменьшается при увеличении принимаемого искомого параметра и, наоборот, увеличивается при увеличении принимаемого искомого параметра. Риск неподтверждения технико-экономических данных тем больше, чем больше срок применения проектного решения. Оптимальной надежностью проектного решения, видимо, будет такая, при которой суммарный ущерб от занижения производственной мощности рудника и ее завышения будет минимальным. Ущерб от недостаточной надежности проектных решений может быть определен, как разница между эффектом, который можно было бы получить, если бы ошибки не было и проектное решение полностью соответствовало бы фактическим условиям, оптимальной разработке месторождения и эффектом, который получен практически.

Ущерб от завышения производственной мощности рудника (руб/т) по сравнению с оптимальным вариантом может быть определен как разница в прибыли (руб.), получаемой за расчетный период при двух сравниваемых вариантах по формуле

$$У_з = \sum_{t=1}^{t_{ро}} A_{оt} \left(ц_{доt} - с_{доt}\right) \frac{1}{\left(1+E_{нт}\right)^{t_{ро}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{со}} K_{сot} \left(1+E_{нт}\right)^{t_{со}} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_{р1}} A_{о1t} \left(ц_{д1t} - с_{д1t}\right) \frac{1}{\left(1+E_{нт}\right)^{t_{р1}-1}} + \sum_{t=1}^{t_{с1}} K_{с1t} \left(1+E_{нт}\right)^{t_{с1}},$$

где $t_{ро}$ и $t_{р1}$ — расчетные оценки (в частном случае сроки отработки месторождения) при оптимальном варианте и завышенной производственной мощности, лет; $t_{со}$ и $t_{с1}$ — сроки проектировании и строительства рудника при оптимальном варианте и завышенной производственной мощности, лет; $А_{оt}$ и $А_{о1t}$ — производственная мощность рудника при оптимальном варианте и завышенной производственной мощности в i-й год, т/год; $ц_{доt}$ и $с_{доt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и пере-

работку при оптимальном варианте в i-й год, руб/т; $ц_{д1_t}$ и $с_{д1_t}$ — то же, при варианте с завышенной производственной мощностью рудника в i-й год, руб/т; $E_{н_t}$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку на кредит в i-й год, доли ед. (ед.); $K_{со_t}$ и $K_{с1_t}$ — затраты на проектирование и строительство рудника в i-й год при оптимальном варианте и варианте с завышенной производственной мощностью рудника, руб/год.

В случае занижения проектной производственной мощности рудника по сравнению с оптимальной (наиболее вероятной) ущерб определится по формуле

$$У_у = \sum_{t=1}^{t_{ро}} A_{от}\left(ц_{дот} - с_{дот}\right)\frac{1}{\left(1+E_{нt}\right)^{t_{ро}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{со}} K_{сот}\left(1+E_{нt}\right) -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_{р2}} A_{2t}\left(ц_{д2t} - с_{д2t}\right)\frac{1}{\left(1+E_{нt}\right)^{t_{р2}-1}} + \sum_{t=1}^{t_{с2}} K_{с2t}\left(1+E_{нt}\right),$$

где $t_{р2}$, $t_{с2}$, A_{2t}, $ц_{д2t}$, $с_{д2t}$, $K_{с2_t}$ — соответственно расчетный срок, срок проектирования и строительства, производственная мощность, извлекаемая ценность, затраты на добычу и переработку, затраты на проектирование и строительство рудника при варианте с заниженной производственной мощностью.

Себестоимость добычи и переработки при оптимальном варианте (руб/т) по сравнению с себестоимостью фактического варианта может быть определена по формулам:

а) если производственная мощность рудника была завышена:

$$с_{д1} = с_{д0}\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_о}{A_1}\right)\right],$$

а) если производственная мощность рудника была занижена:

$$с_{д2} = с_{д0}\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_о}{A_2}\right)\right],$$

где φ — коэффициент, учитывающий долю условно-постоянных затрат в общих затратах на добычу и переработку.

Может быть также определен ущерб или эффект за счет снижения или повышения производительности труда.

Из других составляющих ущерба от неподтверждения проектных решений наибольшее экономическое значение имеет увеличение ущерба окружающей среде и возможные последствия у потребителя. Они могут быть определены аналогично ущербу от потери прибыли. Например, в случае уменьшения производства на построенном предприятии по сравнению с проектным это может привести соответственно либо к недогрузу обогатительной фабрики и завода и увеличению на них удельных затрат, либо к дополнительным затратам на перевозку руды из другого района или строительство другого предприятия и перевозку руды от него до завода. Эти последствия могут быть очень серьезными, особенно при больших погрешностях в определении величины запасов и качества полезных ископаемых.

Даже при неполной оценке (без учета ущерба окружающей среде) видно, что ошибка при проектировании обходится очень дорого. В зависимости от закономерности и характера распределения вероятностей величины вероятностей завышения и занижения могут оказаться разными. Поэтому в общем случае оптимальная вероятность подтверждения проектных решений и соответствие их условиям применения будут такими, когда суммарный вероятный ущерб от завышения $У_з$ и занижения $У_у$ производственной мощности будет минимальным (равен нулю).

Согласно правилу сложения вероятностей двух взаимно исключающих событий можно записать

$$Р_ф У_у - (1 - Р_{опт}) У_з = 0,$$

откуда оптимальная вероятность будет равна

$$Р_{опт} = \frac{У_з}{У_з + У_у}.$$

Анализ работы ряда рудников цветной металлургии, разрабатывающих сложные месторождения, показал, что математическое ожидание (вероятность подтверждения) величины запасов и производственной мощности рудника равна 0,865. Тогда, если $У_з$ = = 11600 руб/т, а $У_у$ = 9400 руб/т, то оптимальная вероятность будет равна Р = 11600/21000 = 0,553, а искомая величина (производственная мощность рудника) будет равна $A = A_м$ (1 + 0,053) или, если математическое ожидание равно 0,865, то A = 0,865 · 1,053 = = 0,9 %. Значит необходимо принимать коэффициент риска,

равный 0,9, а производственную мощность на 9 % меньше, чем в случае 100 %-го подтверждения величины запасов.

Уменьшения возможной ошибки проектных решений и снижения коэффициента риска можно достичь благодаря более детальному геологическому изучению и поэтапному освоению месторождения и проектной мощности рудника.

9.9. ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ПОЭТАПНОГО ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Многие месторождения руд цветных и редких металлов имеют весьма неравномерное оруденение. На них представляется возможность выборочной выемки более богатых участков. Однако, если сначала отработать богатую руду, а затем бедную, то извлечение при обогащении в целом по месторождению будет ниже, чем при условии совместной переработки бедных и богатых руд. Иногда выемка бедных участков отдельно от богатых становится невыгодной для горных предприятий, и практически они теряются безвозвратно. Чтобы ликвидировать отрицательные последствия выборочной выемки (опережающей отработки наиболее богатой части месторождения) и вместе с тем обеспечить выдачу в первые годы более богатой руды, необходимо заранее проектировать и планировать соответствующий порядок отработки месторождения в две или несколько очередей.

При строительстве нового рудника риск неподтверждения запасов, а значит, и перерасхода текущих и капитальных затрат всегда больше, чем при реконструкции уже действующего. Если же вначале построить рудник первой очереди на запасах в основном категории А и наиболее богатых, то погрешность будет не более 15—20 %. После уточнения основных запасов в процессе эксплуатации рудника первой очереди погрешность в их определении будет уже не более 10—15 %, т.е. втрое меньше, чем обычно. Кроме того, уменьшится возможная погрешность в определении других проектных технико-экономических показателей. При отработке в одну стадию прогнозируемые сроки составляет не менее 20 лет, что обусловливает погрешность не ниже ± 30 %, а при разделении этого срока на два этапа погрешность составит примерно 15 %, т.е. будет вдвое меньше.

Наибольший выигрыш от поэтапного освоения месторождения может быть обеспечен более точным установлением проектных решений благодаря большей достоверности всей информации, закладываемой в проекты как первой очереди, так и особенно второй очереди, когда месторождение будет достаточно изучено эксплуатационной разведкой и горными работами первой очереди. Первоначальные капитальные затраты на строительство рудника будут минимальными, а эффективность их использования будет высокой, так как при сравнительно невысокой годовой добыче по рудной массе производительность предприятия по конечной продукции будет достаточно большой.

Во вторую очередь работы рудника в эксплуатацию постепенно должны вовлекаться наряду с богатыми и более бедные участки, для чего осуществляется реконструкция рудника с расширением его производственной мощности в соответствии с величиной дополнительно вовлекаемых запасов руды.

В третью очередь вовлекаются в добычу еще более бедные запасы, а рудник реконструируется до необходимой производительности и т.д.

Число очередей может быть оптимизировано путем сравнения вариантов отработки месторождения в 1-у, 2-е, 3-и, .., *n* очередей с учетом сроков сдачи в эксплуатацию, освоения проектной мощности и фактора времени поступления ценности в народное хозяйство.

Если окажется, что экономически выгодно отрабатывать месторождение, например, в два или три этапа, то и экономическая оценка этого месторождения должна быть пересмотрена и приведена в соответствие с двух- и трехэтапной разработкой, т.е. с выделением и оценкой двух или трех контуров месторождения.

Небольшой рудник первой очереди можно быстрее построить и сдать в эксплуатацию. Очень важно, что в каждый период эксплуатации амплитуды колебания содержания в руде разных участков будут меньше по сравнению со средним (планируемым) на каждый период содержанием. Увеличение прибыли (руб.) при освоении в три стадии за счет более быстрого ввода в действие рудника первой очереди и отработки богатой части месторождения можно определить с учетом фактора времени по разной ее величине при двух сравниваемых вариантах.

Сумма дисконтированной прибыли за весь срок сравнительной оценки вариантов (отработки сложного месторождения) при отработке в один этап (базовый вариант) определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_{рб}} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}(ц_{дбt} - с_{дбt})/(1+E)^{t_{рб}-1} - \sum_{t=1}^{t_{сб}} К_{бt}(1+E_{кб})^{t_{сб}},$$

где $t_{рб}$ — срок отработки месторождения в один этап (при базовом варианте), лет; $t_{сб}$ — срок строительства рудника с базовой производственной мощностью до начала эксплуатации, лет; $A_{бt}$ — производственная мощность рудника (базового варианта) в t-й год, т/год; $ц_{дбt}$ и $с_{дбt}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы с базовым (средним по месторождению) содержанием металлов и эксплуатационные затраты на добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $К_{бt}$ — капиталовложения в строительство рудника в t-й год, руб/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_{кб}$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит при базовом варианте, доли ед.

Для сравнения с базовым вариантом сумма дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат на строительство и реконструкцию рудника при поэтапном освоении месторождения определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_1} A_{t_1}(ц_{дt_1} - с_{дt_1})/(1+E)^{t_1-1} - \sum_{t=1}^{t_{с1}} К_{1t_{с1}}(1+E_{к_1})^{t_{с1}} + \frac{1}{(1+E)^{t_1}} \times$$

$$\times \left[\sum_{t=1}^{t_2} A_{t_2}(ц_{дt_2} - с_{дt_2})/(1+E)^{t_2-1} - \sum_{t=1}^{t_{с2}} К_{2t_{с2}}(1+E_{к_2})^{t_{с2}} \right] +$$

$$+ \frac{1}{(1+E)^{t_1+t_2}} \left[\sum_{t=1}^{t_3} A_{t_3}(ц_{дt_3} - с_{дt_3})/(1+E)^{t_3-1} - \sum_{t=1}^{t_{с3}} К_{3t_{с3}}(1+E_{к_3})^{t_{с3}} \right].$$

Экономия от применения варианта освоения и разработки месторождения, например в два этапа, по сравнению с базовым вариантом определится в расчете на 1 т рудной массы с содержанием металлов, равным при базовом варианте

$$Э'_п = \sum_{t=1}^{t_1} \frac{A_1}{A_{бt}}(ц_{дt_1} - с_{дt_1})/(1+E)^{t_1-1} - \sum_{t=1}^{t_{с1}} К_{1t_{с1}}(1+E_{к_1})^{t_{с1}} + \frac{1}{(1+E)^{t_1}} \times$$

$$\times \left[\sum_{t=1}^{t_2} \frac{A_2}{A_{бt}}(ц_{дt_2} - с_{дt_2})/(1+E)^{t_2-1} - \sum_{t=1}^{t_{с2}} К_{2t_{с2}}(1+E_{к_2})^{t_{с2}} \right] -$$

$$- \frac{1}{(1+E)^{\Delta t_с}} \left[\sum_{t=1}^{t} \frac{A_б}{A_{бt}}(ц_{дбt} - с_{дбt})/(1+E)^{t-1} - \sum_{t=1}^{t_{сб}} К_{бt}(1+E_{кбt})^{t_{сб}} \right].$$

где A_1, A_2, $A_б$ — производственная мощность рудника первой очереди, второй и при базовом варианте (в одну очередь), т/год; $ц_{дt1}$, $ц_{дt2}$, $ц_{дбt}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы на руднике первой очереди, второй и при базовом варианте, руб/т; $с_{дt_1}$, $с_{дt_2}$, $с_{дб_t}$ — соответственно затраты на добычу и переработку рудной массы, руб/т; t_1, t_2, t — соответственно срок работы рудника, лет; Δt —разница в сроках строительства при базовом варианте и первой очереди второго варианта, лет.

Эффект от снижения капиталовложений за счет уменьшения степени риска во вторую и последующие очереди (руб.) составит

$$Э_р = Ф_б ψ_б - Ф_1 ψ_1 - \Delta Ф_1 ψ_2/(1+E)^{t_1-1},$$

где $Ф_1$, $Ф_1 + \Delta Ф_1$, $Ф_б$ — основные и оборотные фонды рудника первой очереди, второй очереди и при базовом варианте; $ψ_1$, $ψ_2$, $ψ_б$, — коэффициенты подтверждаемости запасов соответственно при двух очередях и базовом варианте;

Допустим, что запасы медной руды на месторождении составляют 100 млн т со средним содержанием меди 2 %, но можно выделить один контур с содержанием 5 % и запасами 10 млн т и второй контур с содержанием 1,667 % и запасами 90 млн т. Для отработки всех запасов в одну стадию мощность рудника может быть принята 3,5 млн т/год. При отработке в две очереди мощность рудника первой стадии может быть принята 1 млн т/год и второй — 4,85 млн т/год. Итак:

1. Первый вариант (базовый):

Q = 100 млн т; t = 28,5 лет; c = 2 %; $ц_д$ = 12,4 у.е.;

$с_д$ = 9,9 у.е; Ф = 102 млн у.е.; $К_{уд}$ = 22 + 7 = 29 у.е./т.

2. Второй вариант (первая очередь):

Q_1 = 10 млн т; t = 10 лет; c_1 = 5 %; $с_{д1}$ = 14 у.е.;

$ц_{д1}$ = 36 у.е.; $Ф_1$ = 34 млн у.е.; $К_{уд1}$ = 25 + 9 = 34 у.е./т;

$\Delta t_с$ = 1 год.

3. Второй вариант (вторая очередь):

Q_2 = 90 млн т; t_2 = 18,5 лет; c_2 = 1,67 %; $с_д$ = 9,1 у.е./т;

$\Delta Ф_1$=87 млн у.е.; $К_{уд2}$ = 35 у.е./т; $Ф_1 + \Delta Ф_1$ = 121 млн у.е.

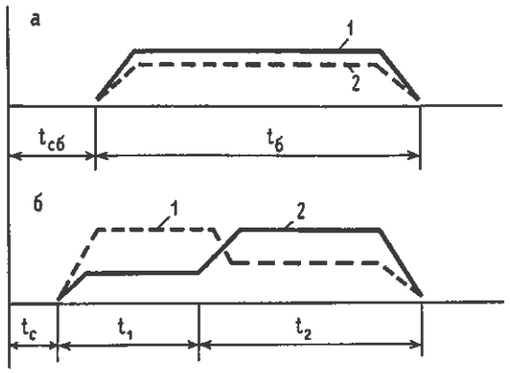


Рис. 9.3. Динамика строительства рудника и его работы при базовом варианте (*а*) и при поэтапном вводе мощностей (*б*):
1 — производительность по металлу;
2 — то же, по рудной массе

Экономия за счет увеличения прибыли при отработке в две очереди при $E = 0{,}08$

$$Э_п = \frac{(1+0{,}08)^{10}-1}{0{,}08(1+0{,}08)^9}\,1(36-14)+\frac{1}{(1+0{,}08)^{10}}\times$$

$$\times\frac{(1+0{,}08)^{18{,}5}-1}{0{,}08(1+0{,}08)^{17{,}5}}\,4{,}85(10{,}4+9{,}1)-\frac{(1+0{,}08)^{28{,}5}-1}{0{,}08(1+0{,}08)^{27{,}5}}\times$$

$$\times 3{,}5(12{,}4-9{,}9)=148+32{,}5-105=77{,}5\text{ млн у.е.}$$

т.е. в 1,75 раза больше, чем при отработке в одну стадию.

Экономия за счет лучшего использования капиталовложений составит с учетом фактора времени около 30 млн у.е. Поэтому вариант отработки месторождения в два этапа со строительством первой очереди на добычу богатой части запасов оказался более выгодным. Кроме того, благодаря повышению точности и надежности решения уменьшится вероятность бросовых капиталовложений.

Динамику строительства рудника и добычу при базовом варианте (рис. 9.3, а) и при поэтапном вводе мощностей (см. рис. 9.3, б) можно представить схематически, приняв: $t_{сб}$ и $t_б$ — сроки строительства и эксплуатации рудника при базовом варианте, лет; $t_с$, t_1, t_2 — срок строительства и эксплуатации рудника в период 1-го и 2-го этапов.

При определении целесообразности поэтапного строительства и ввода в эксплуатацию один из вариантов мощности (например, который строится в одну очередь) принимается за базовый, а показатели всех других (в две, три и т.д. очереди) вариантов принимаются относительно первого, в том числе и по фактору времени строительства, освоения мощности и завершения отработки месторождения.

ГЛАВА 10

СРАВНЕНИЕ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

10.1. СРАВНЕНИЕ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ

Как известно, добыча всех твердых полезных ископаемых в основном осуществляется двумя способами разработки: открытым и подземным, а также их различными комбинациями. В последние годы благодаря успехам горного машиностроения открытые горные работы стали оснащаться высокопроизводительным горнотранспортным оборудованием и их объемы и удельный вес в добыче почти всех полезных ископаемых резко возросли. Так, в последние годы удельный вес открытого способа в добыче угля составил около 60 %, железной руды более 85 %, цветных металлов 67 %, горно-химического сырья 40 % и почти 100 % в добыче строительных материалов. За последние годы введены в строй мощные железорудные карьеры в КМА (Михайловский, Лебединский, Стойленский ГОКи), на Урале (Качканар), в Сибири (Коршуновский), на Севере (Ковдор, Костомукшский и Оленегорский) и др. В цветной металлургии действуют такие карьеры как Сорский, Ждановский и др. Много месторождений отрабатываются комбинированным способом (Гайское, Тырныаузское и др.) — одновременно открытым и подземным.

В целом, направление на преимущественное развитие открытых горных работ несомненно правильно, так как открытый способ имеет ряд неоспоримых преимуществ. Это, прежде всего, более высокий уровень производительности труда (в 4—6 раз больше, чем на подземном) и безопасности работ (травматизм тоже в 5—6 раз меньше, чем на подземном). В ряде случаев открытый способ обеспечивает и более полное использование запасов месторождений. Поэтому он будет и в дальнейшем развиваться высокими темпами. Однако с глубиной разработки преимущества карьеров снижаются, а недостатки растут. Увеличивается ущерб окружающей среде.

В связи с ростом мощностей предприятий возрастает важность правильного выбора в том или ином случае способа разработки или определения границы, с которой наиболее эффективно перейти с открытого на подземный способ или с подземного на открытый. Резко возрастает необходимость и ответственность за

правильность выбора и претворения в жизнь того или другого способа разработки.

Вместе с тем, в практике горных работ и проектирования еще нередки случаи неправильного выбора способа разработки. На целом ряде месторождений уже после довольно длительной эксплуатации подземным способом оказывалось, что более целесообразно отрабатывать их открытым способом. Примером могут служить Каджаранское, Никитовское, Лениногорское, Хайдарканское, Зыряновское месторождения и др. На многих из них оказалось выгодным применение открытого способа при повторной разработке, т. е. уже после извлечения основной части запасов подземным способом (Никитовское, Хайдарканское, «Медвежий ручей» в Норильске, Тырныаузское и др.). В ряде случаев открытый способ позволяет значительно расширить запасы руды. Так, на Хайдарканском ртутном месторождении при открытом способе запасы извлекаемой руды были на 40 % (главное поле) больше, чем при подземном способе. Это наблюдается и на многих других месторождениях, в том числе, на Тырныаузском и Джидинском вольфрам-молибденовых. И наоборот, иногда применение открытого способа в неподходящих условиях приводило к ущербу. Примеров тому также достаточно, особенно при отработке жильных и маломощных месторождений.

Особенно тщательно должен решаться вопрос о выборе способа разработки на крупных объектах. Из-за неправильной оценки того или иного способа при больших масштабах горных работ наносится огромный, иногда непоправимый ущерб.

В некоторых случаях разработки массивных неглубоко залегающих месторождений типа Качканарского, Кальмакырского и других в районах сравнительно бесплодных почв совершенно очевидно преимущество открытого способа. Однако для глубокозалегающих крутопадающих скрытых рудных тел, например, типа Северо-Песчанских железорудных на Урале, ряда жильных месторождений цветных металлов также очевидно преимущество подземного способа.

Однако, в большинстве случаев для решения задачи о выборе того или иного способа разработки и границах его применения необходимы детальные технико-экономические расчеты. В основном, при решении вопроса о выборе того или иного способа разработки вопрос может стоять так: какую часть месторождения отрабатывать открытым способом и какую часть подземным и в какой очередности их применять (сначала один, потом другой или наоборот, если одновременно, то при какой степени совмещения их во времени и пространстве).

Если месторождение отрабатывается только открытым способом, то его граница вообще устанавливается на пределе экономической целесообразности.

Если месторождение отрабатывается открытым и подземным способами, то граница карьера устанавливается на глубине, дальше которой более экономичным является подземный способ. При этом в зависимости от порядка и последовательности применения открытых и подземных работ известны пять разных вариантов:

1) месторождение отрабатывается сначала открытым способом, затем подземным, и граница карьера устанавливается на глубине, ниже которой экономические показатели работы карьера уступают показателям работы рудника;

2) месторождение отрабатывается сначала одновременно открытым и подземным способами, затем только подземным, и граница карьера устанавливается на глубине, ниже которой показатели открыто-подземного способа уступают показателям подземного способа;

3) месторождение отрабатывается одновременно с начала и до конца открытым способом сверху вниз и подземным способом снизу вверх;

4) месторождение отрабатывается одновременно открытым и подземным способами сверху вниз;

5) месторождение отрабатывается сначала подземным способом, а затем повторная его отработка осуществляется открытым способом.

Если возможно применение какого-то одного способа разработки — открытого или подземного, то возникает задача сравнения этих способов. Если возможна отработка обоими способами вместе или в той или иной последовательности, то должна решаться задача об определении границ оптимального применения обоих способов.

Для вновь осваиваемых месторождений выбор осуществляется на основе сравнения способа последовательной разработки карьером и рудником с вариантами одновременной подземно-открытой разработки.

Эффективность подземно-открытого способа разработки и различных его вариантов при разной последовательности отработки карьерных и рудничных полей или разной степени одновременной и совместной работы карьера и рудника может быть определена на основе методического подхода, учитывающего все положительные и отрицательные последствия их работы. На основе анализа общей модели отработки всего месторождения необходимо сравнить все возможные варианты соотношения запасов для открытого и подземного способов, производственных мощностей карьера и рудника при разных вариантах последовательности отработки карьерного и рудничного полей, а также при разных системах подземной и открытой разработки.

Открытый и подземный способы разработки отличаются практически по всем технико-экономическим показателям, их сравнение может быть правильно осуществлено лишь при комплексной оценке с учетом всех различий по текущим и капитальным затратам, по расходу рабочей силы, производственной мощности предприятия, качеству добываемого полезного ископаемого, величине потерь, ущербу окружающей среде и др. Применительно к горно-рудной промышленности в общем виде условие сравнительной оценки способов разработки рудных месторождении может быть представлено разницей в сумме дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат при разных способах разработки.

Сумма дисконтированной прибыли при открытом способе разработки определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_o}\Pi_{ргот}=\sum_{t=1}^{t_o}A_{от}(ц_{дот}-с_{дот})\Big/(1+E)^{t_o-1}-\sum_{t=1}^{t_{со}}К_{от}(1+E_к)^{t_{со}},$$

где $A_{от}$ — производственная мощность карьера в t-й год, т/год; $t_о$ — срок отработки месторождения открытым способом, лет; $t_{со}$ — срок строительства карьера (до начала эксплуатации), лет; $ц_{дот}$ и $с_{дот}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу и переработку при открытом способе разработки в t-м году, руб/т; $К_{от}$ — капиталовложения в строительство карьера в t–й год, руб/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредит, доли ед.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку при обоих сравниваемых способах разработки должны определяться с учетом всех стадий добычи и переработки. Например, при открытой добыче и обогащении затраты определяются по формуле

$$с_{до} = а + вК_т + с_о,$$

где а — затраты на очистные работы, руб/т; в — затраты на вскрышные работы, руб/т; $К_т$ — текущий коэффициент вскрыши, т/т; $с_о$ — затраты на обогащение, руб/т.

Сумма дисконтированной прибыли при подземном способе разработки должна определяться с учетом тех положений, что по сравнению с открытым способом при подземном могут быть приняты другие величины запасов и кондиций, производственной мощности предприятия, сроков его строительства и т.д.

При подземном способе обычно на одном и том же месторождении меньше запасы и меньше производственная мощность рудника, но больше содержание металлов в руде. Сумма дисконтированной прибыли при этом способе разработки определится по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_п}\Pi_{ргп t}=\sum_{t=1}^{t_п}A_{пt}(ц_{дпt}-с_{дпt})\Big/(1+E)^{t_п-1}-\sum_{t=1}^{t_{сп}}К_{пt}(1+E_к)^{t_{сп}},$$

где $A_{пt}$ — производственная мощность подземного рудника в t-й год, т/год; $t_п$ — срок отработки месторождения подземным способом, лет; $t_{сп}$ — срок строительства подземного рудника (до начала эксплуатации), лет; $ц_{дпt}$ и $с_{дпt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу и переработку при подземном способе разработки в t-м году, руб/т; $К_{пt}$ — капиталовложения в строительство подземного рудника в t–й год, руб/год.

Эти две формулы пригодны для случая, когда строительство и эксплуатация карьера и рудника не потребуют дополнительных капиталовложений для расширения мощностей обогатительных фабрик и металлургических заводов. Если же на стадиях обогащения и металлургического передела для ввода в эксплуатацию карьера или рудника требуется соответственно увеличить производственные мощности на стадиях переработки или транспортирования руд и концентратов, то формулы для сравнительной оценки от-

крытого и подземного способов разработки будут иметь следующий вид (руб.):

а) при открытом способе

$$\sum_{t=1}^{t_o}\Pi_{\text{рго}t}=\sum_{t=1}^{t_o}A_{\text{о}t}(\text{ц}_{\text{до}t}-\text{с}_{\text{до}t})\Big/(1+E)^{t_o-1}-\sum_{i=1}^{n_o}\sum_{t=1}^{t_{\text{со}i}}\text{К}_{\text{о}it}(1+E_{\text{к}})^{t_{\text{со}i}},$$

б) при подземном способе

$$\sum_{t=1}^{t_\text{п}}\Pi_{\text{ргп}t}=\sum_{t=1}^{t_\text{п}}A_{\text{п}t}(\text{ц}_{\text{дп}t}-\text{с}_{\text{дп}t})\Big/(1+E)^{t_\text{п}-1}-\sum_{i=1}^{n_\text{п}}\sum_{t=1}^{t_{\text{сп}i}}\text{К}_{\text{п}it}(1+E_{\text{к}})^{t_{\text{сп}i}},$$

где $n_\text{о}$ и $n_\text{п}$ — число стадий переработки и транспортирования руд и концентратов, при которых необходимы реконструкции действующих или строительство новых дополнительных мощностей для переработки руд и концентратов, получаемых от работы карьера и рудника; $\text{К}_{\text{о}it}$ и $\text{К}_{\text{п}it}$ — капиталовложения в предприятие i-й стадии переработки в t-й год при открытом и подземном способах разработки, руб/год; $t_{\text{со}i}$ и $t_{\text{сп}i}$ — сроки строительства или реконструкции предприятия i-й стадии добычи, переработки и транспортирования при открытом и подземном способах разработки, лет.

При этом следует иметь в виду, что на стадиях обогащения и металлургического передела капиталовложения при открытом способе могут быть значительно больше, чем при подземном, потому что, как правило, рудная масса с карьера в несколько раз беднее, чем из подземного рудника. Например, в цветной металлургии среднее содержание металлов в рудной массе рудников было в 4 раза выше, чем с карьеров.

Если на перерабатывающих рудную массу карьера и рудника предприятиях имеются резервы производственных мощностей, то в ранее приведенных формулах капитальные вложения учитываются только на стадии добычи (или добычи и транспортирования, если нет достаточной инфраструктуры).

Тем не менее, извлекаемая ценность и эксплуатационные затраты должны определяться с учетом всех стадий добычи и переработки. Например, в цветной и черной металлургии расчеты по определению извлекаемой ценности добываемой рудной массы должны осуществляться до получения металлов, согласно формулам, приведенным в главе 4.

Эксплуатационные затраты устанавливаются по формулам (руб.):

а) при открытом способе разработки

$$\text{с}_{\text{до}}=\text{а}+\text{в}\text{К}_\text{т}+\text{с}_{\text{оо}}+\gamma_{\text{оо}}\,\text{с}_{\text{мо}};$$

б) при подземном способе разработки

$$\text{с}_{\text{дп}}=\text{с}_{\text{др}}+\text{с}_{\text{ор}}+\gamma_{\text{оп}}\,\text{с}_{\text{мп}},$$

где $\text{с}_{\text{оо}}$ и $\text{с}_{\text{ор}}$ — затраты на обогащение при открытом и подземном способах разработки , руб/т; $\gamma_{\text{оо}}$ и $\gamma_{\text{оп}}$ — выход концентратов при переработке рудной массы открытого и подземного способов, т/т; $\text{с}_{\text{мо}}$ и $\text{с}_{\text{мп}}$ — затраты на металлургический передел концентратов из рудной массы открытого и подземного способов, руб/т; $\text{с}_{\text{др}}$ — затраты на добычу на руднике, руб/т.

При сравнении открытого и подземного способов разработки с учетом ущерба окружающей среде часть эффекта от снижения ущерба окружающей среде будет не у открытого способа, а у подземного и определится он по разнице в ущербе, который устанавливается при двух способах разработки на основе методики, приведенной в предыдущих главах.

Кроме того, могут быть учтены другие эффекты и ущербы, например, эффект от более раннего ввода в эксплуатацию, ущерб от сноса строения предприятия, части города или поселка и т.д.

Эффекты (ущербы) у потребителя могут быть определены аналогично, например: эффект за счет снижения затрат у потребителя в случае, если открытый способ позволяет увеличить объем производства или улучшить качество руд и концентратов; экономия (руб/т), которую будет иметь потребитель продукции горно-обогатительного предприятия, металлургический завод, где благодаря более полной загрузке и лучшему качеству концентратов улучшается использование производственных фондов и снижаются текущие затраты (руб/т). Например, если ввод в эксплуатацию карьера или рудника позволит более полно использовать производственные мощности обогатительной фабрики и металлургического завода, то на этих предприятиях по-разному уменьшатся эксплуатационные затраты на переработку. Так, на обогащении они снизятся с какой-то базовой величины, равной $\text{с}_{\text{об}}$, до

$$\text{с}_{\text{оо}}=\text{с}_{\text{об}}\left[1-\varphi_\text{о}\left(1-\frac{A_{\text{об}}}{A_{\text{об}}+A_\text{о}}\right)\right]$$ при открытом способе и до

$$c_{оп} = c_{об}\left[1-\varphi_{о}\left(1-\frac{A_{об}}{A_{об}+A_{п}}\right)\right]$$ при подземном способе,

где $\varphi_{о}$ — доля условно-постоянных затрат на обогатительной фабрике при ее базовой производственной мощности $A_{об}$, доли ед.

При металлургическом переделе эксплуатационные затраты сократятся с какой-то базовой величины $c_{мб}$ до

$$c_{мо} = c_{мб}\left[1-\varphi_{м}\left(1-\frac{A_{зб}}{A_{зб}+\gamma_{оо}A_{о}}\right)\right]$$ при открытом способе

и до

$$c_{мп} = c_{мб}\left[1-\varphi_{м}\left(1-\frac{A_{зб}}{A_{зб}+\gamma_{оп}A_{п}}\right)\right]$$ при подземном способе,

где $\varphi_{м}$— доля условно-постоянных затрат в общих затратах на переработку концентратов, доли ед.; $A_{зб}$ — базовая производственная мощность металлургического завода по переработке концентратов, т/год.

Аналогично может быть определена экономия за счет более полного использования производственных фондов, например, по формуле

$$Э = \frac{ц_{дб}\varepsilon_{о}}{ц_{к}}\left(\frac{\Phi_{з}+\Delta К_{з}}{A_{бз}+q\dfrac{A_{бз}ц_{д}\varepsilon_{о}}{ц_{к}}}\right)-\frac{ц_{дб}\varepsilon_{о}}{ц_{кб}}\frac{\Phi_{з}}{A_{бз}},$$

где $ц_{кб}$ и $ц_{к}$ — ценность концентратов при базовом и новом вариантах технологии, руб/т; $\varepsilon_{о}$ — извлечение металлов в концентраты при обогащении, доли ед.; $c_{зб}$ и $c_{з}$ — затраты на переработку концентратов на металлургическом заводе при базовом и другом вариантах, руб/т; $\Phi_{з}$ и $\Phi_{з} + \Delta К_{з}$ — производственные фонды завода при старом и новом вариантах, руб; $\Delta К_{з}$ —дополнительные капиталовложения, необходимые для переработки дополнительного количества концентратов, руб; $A_{бз}$ — производительность металлургического завода по переработке концентратов при базовом варианте, т/год; $ц_{дб}$ и $ц_{д}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом варианте и

другом; $\frac{ц_{дб}\varepsilon_{о}}{ц_{к}}$ и $\frac{ц_{дб}\varepsilon_{о}}{ц_{кб}}$ — выход концентрата из 1 т рудной массы при базовом и другом вариантах, т/т; q — доля увеличения производственной мощности.

В случае, если металлургический завод работает с недогрузкой, эти составляющие эффекта могут оказаться очень большими без каких-либо дополнительных капиталовложений.

Иногда бывает очень важно (особенно при богатых рудах и большой производительности) учитывать при сравнении открытого и подземного способов разработки экономию за счет более раннего ввода предприятия в эксплуатацию и освоения его проектной производственной мощности. Эта экономия с учетом фактора времени может быть определена следующим образом. Допустим, что при одном из способов разработки срок строительства рудника и освоения проектной производственной мощности на Δt лет меньше, что неравнозначно для народного хозяйства. Разницу в прибыли от реализации продукции, получаемой за весь срок отработки месторождения или его части при первом способе разработки (подземном), и прибыли, получаемой при втором способе (открытых работ) спустя Δt лет с учетом фактора времени, можно определить как

$$Э = П_{ргп} - П_{рго} = \sum_{t=1}^{t_{рп}} A_{пt}(ц_{дпt} - c_{дпt}) - \frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}\sum_{t=1}^{t_{ро}} A_{оt}(ц_{дот} - c_{дот}),$$

где E — норматив приведения разновременных затрат во времени.

В частном случае, когда $A_{п} = A_{о}$ и $t_{рп} = t_{ро}$ или $A_{п}\, t_{рп} = A_{о}\, t_{ро}$, т.е. производственные мощности и сроки отработки месторождения равны при обоих способах, формула упрощается

$$Э = \left[1-\frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}\right]\sum_{t=1}^{t} A_{t}(ц_{дt} - c_{дt}),$$

а в расчете на 1 т руды балансовых запасов

$$Э = \frac{1-П}{1-Р}\left[1-\frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}\right](ц_{д} - c_{д})$$

или в расчете на 1 т добываемой рудной массы

$$Э = \left[1 - \frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}\right](ц_д - с_д).$$

Эти формулы могут применяться при сравнительно небольшой разнице в сроках эксплуатации при открытом и подземном способах.

Для полного учета фактора времени может быть применена формула, в которой сумма ежегодно получаемой рудником прибыли выражается также с учетом фактора времени. В этом случае эффект от более раннего ввода рудника в эксплуатацию может быть определен в расчете на 1т рудной массы при каком-то базовом варианте (в данном случае вариант подземных работ) по формуле

$$Э = \frac{1}{A_п t_п}\left[\frac{(1+E)^{t_п} - 1}{E(1+E)^{t_п}}\right] A_п (ц_{дп} - с_{дп}) -$$

$$- \frac{1}{(1+E)^{\Delta t}} \frac{1}{A_о t_о} \frac{(1+E)^{t_о} - 1}{E(1+E)^{t_о}} A_о (ц_{до} - с_{до}),$$

где $К_в = \dfrac{(1+E)^{t_п} - 1}{E(1+E)^{t_п}}$ — коэффициент, учитывающий фактор времени.

Этот эффект будет иметь место при варианте с меньшим сроком строительства и освоения рудником проектной мощности (в данном случае подземный способ), поэтому при сравнении он должен быть прибавлен к сумме затрат при открытом способе или вычтен из суммы затрат при подземном способе разработки. Если срок строительства при открытом способе будет меньше, чем при подземном, то наоборот.

10.2. УЧЕТ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

При оценке влияния горных работ на окружающую среду необходимо учитывать следующие составные части ущерба:

1) нарушение площади земель, занятых непосредственно предприятием, его отвалами и поселком;

2) повреждение, снос или разрушение под воздействием подработки, сейсмики взрывов и других воздействий на промышленные и гражданские объекты и природные ресурсы;

3) снижение продуктивности природных ресурсов на площадях, прилегающих к земельным стволам предприятий (зоны такого воздействия могут быть в 5—10 раз больше площадей земельных отводов).

В настоящее время разработаны методики для достаточно точной экономической оценки определения этих трех частей ущерба окружающей среде.

При открытом способе имеют место различные виды ущербов (запыленность городов, заболеваемость в них населения и т.п.) и эффектов (повышение производительности труда, понижение уровня травматизма и т.п.) социального характера, которые определяются по методике, приведенной в главе 3. Могут быть также отдаленные во времени последствия (возможно, гибель лесов и т.п.), которые пока определить трудно.

Важность учета ущерба окружающей среде проследим на примере одного из железорудных месторождений, на котором возможно применение открытого или подземного способов. Для этого месторождения существенным моментом является неизбежность сноса части города и ликвидация действующей шахты при разработке карьером. Для оценки способов разработки применительно к условиям этого месторождения, кроме эксплуатационных и капитальных затрат на добычу и обогащение, необходимо учесть ущерб за счет более позднего ввода карьера в эксплуатацию по сравнению с подземным рудником, ущерб от ликвидации шахты и от сноса части города, а также ущерб в результате нарушения земель в пределах отвода и снижения продуктивности плодородных земель, прилегающих к нему, и др.

Ущерб от ликвидации действующей шахты определяется стоимостью самой шахты, ценностью продукции, которую эта шахта обеспечила бы за время строительства нового предприятия, и затратами, связанными со строительством и освоением мощности предприятия взамен погашаемой шахты. Этот ущерб равен

$$У = \frac{К_ш}{t_с A_о} + \frac{A_т К_у}{A_о} + \frac{(1+E)^{t_с} - 1}{t_с E(1+E)^{t_с - 1}}(ц_п - с_п)\frac{A_т}{A_о},$$

где $К_ш$, $A_г$ — основные средства и производительность (т/год) погашаемого предприятия; $К_у$ — удельные капитальные вложения на строительство и поддержание мощности предприятия, равного по мощности погашаемой шахте, руб/т; $t_с$ — срок проектирования, строительства и освоения проектной мощности предприятия взамен погашаемой шахты, лет; ($ц_п$ — $с_п$) — прибыль на погашаемом предприятии, руб/т.

Ущерб от сноса части города составит

$$У_с = \frac{Q_г + Q'_г}{A_1} E_н + \frac{Q_п}{A_1 t_1},$$

где $Q_г$, $Q'_г$ — остаточная стоимость погашаемой части города и капиталовложения на строительство нового города; $Q_п$ — ущерб из-за ликвидации жилых и производственных площадей, пока не построены новые, руб.; A_1, t_1 — производительность (т/год) и срок отработки (лет) для предприятия, строительство которого требует сноса города.

Величина ущерба, причиняемого горными работами сельскому хозяйству, существенно зависит от плодородия земель и может быть определена по методике, приведенной в главе 3. Допустим, что в хозяйствах, расположенных в зоне воронки осушения, урожайность оказалась только на 20 % ниже, чем в хозяйствах, имеющих равный с ними бонитет почв, но расположенных за пределами депрессионной воронки. Сравнительная оценка вариантов разработки железорудного месторождения, выполненная с учетом ущерба окружающей среде, представлена в табл. 10.1. Из нее видно, что по затратам открытый способ более экономичен, но при учете ущерба окружающей среде — наоборот. При разработке карьером ущерб от непосредственного нарушения земель составит не менее 0,485 у.е./т, а от снижения плодородия в результате осушения и эрозии прилегающих к карьеру земель — не менее 1,11 у.е./т.

Применение подземного способа разработки с народнохозяйственных позиции будет значительно выгоднее. Для народного хозяйства, в целом, экономия составит более 30 млн у.е. ежегодно. Однако, если допустить, что производительность труда на карьере будет вдвое больше, чем на подземном руднике, то экономия от снижения затрат труда составит соответственно 0,58 и 0,23 у.е./т. Поэтому относительная эффективность открытого способа возрастет. Она может стать одинаковой или даже большей, чем при

Таблица 10.1

Затраты, у.е.	Открытый способ	Подземный способ	
		с обрушением	с закладкой
Приведенные затраты на добычу и переработку сырой руды	2,660	2,74	3,130
Ущерб:			
за счет более позднего ввода в эксплуатацию	0,126	—	—
от ликвидации шахты	0,234	—	—
от сноса части города	0,300	0,074	—
в результате непосредственного нарушения пашни	0,485	0,224	0,057
в результате осушения пашни	1,110	0,066	—
Итого	4,915	3,104	3,187

подземном способе, если не допускать снижения плодородия земель, а построить природоохранные сооружения и провести природоохранные мероприятия.

10.3. АНАЛИЗ МЕТОДОВ УСТАНОВЛЕНИЯ ГРАНИЦ ОТКРЫТОГО И ПОДЗЕМНОГО СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ

При подземно-открытой разработке месторождения наиболее простой метод установления границ открытого и подземного способов основан на равенстве себестоимости добычи руды при том и другом способах, т.е.

$$a_п = c_о + bК_{гр},$$

откуда граничный коэффициент вскрыши (т/т)

$$К_{гр} = \frac{a_п - c_о}{b},$$

где $a_п$ и $c_о$ — себестоимость добычи руды подземным, и открытым способом, руб/т; b — себестоимость 1 т вскрыши, руб.

Эта формула применяется уже не одно десятилетие, и многие проектировщики предпочитают ею пользоваться до сих пор. Неко-

торые изменения в нее внес В.В. Ржевский, предложивший следующую формулу (м³/м³)

$$К_{гр} = \frac{a_п - c_о}{b} + \frac{q_н}{q}(1 + nq).$$

Эта формула применяется для случая добычи и попутной продукции. В ней: $q_н$ и q — объем соответственно попутного и основного полезного ископаемого; nq — дополнительное количество вскрышных пород, приходящихся на единицу попутно добываемого полезного ископаемого.

А.И. Арсентьев предложил формулу с учетом первоначального коэффициента вскрыши ($П_п$), но смысл ее остается тот же

$$К_{гр} = \frac{a_п - c_о}{b} + П_п.$$

Во втором случае простейшая формула для определения границы открытых работ основана на равенстве

$$c_д = c_о + bК_{гр},$$

откуда

$$К_{гр} = \frac{c_д - c_о}{b},$$

где $c_д$ — предельно допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого, обеспечивающего достаточно эффективную разработку месторождения, руб/т.

В качестве предельной себестоимости обычно служат средние затраты, увеличенные на величину уровня рентабельности, например, на 15 %

$$1{,}15c_д = c_о + bК_{гр},$$

откуда

$$К_{гр} = \frac{1{,}15c_д - c_о}{b}.$$

Более правильно определять граничный коэффициент вскрыши на основе определения ценности добываемого полезного ископаемого.

Бесприбыльная отработка месторождения открытым способом будет обеспечена, когда извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого будет равна затратам на добычу с учетом вскрыши

$$ц_д = c_о + bК_{гр},$$

а требуемый уровень рентабельности карьера будет обеспечиваться при

$$ц_д = (c_о + bК_{гр})\,\varphi,$$

где φ — коэффициент, учитывающий требуемый уровень рентабельности.

Причем

$$К_{гр} = \frac{ц_д - c_о\varphi}{b\varphi},$$

где $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого, руб/т, руб/м³.

Зная величину граничного коэффициента вскрыши, можно определить глубину открытых работ по формуле, вывод которой дал проф. П.И. Городецкий, а некоторое упрощение сделал проф. Б.П. Боголюбов. Эта формула имеет вид:

$$H_г = \frac{К_{из}МК_г}{\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta} - \frac{b'}{b}h$$

или

$$H_г = \frac{a_п - c_о}{b}\cdot\frac{К_{из}М}{\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta} - \frac{b'}{b}h,$$

где М — горизонтальная мощность рудного тела, м; h — мощность наносов, м; $К_{из}$ — коэффициент извлечения руды, доли ед.; b' — затраты на выемку пород наносов, руб/т; γ и β — углы откосов карьера по висячему и лежачему бокам, градусы.

При $\beta = \beta_о$ формула упрощается $H_г = 0{,}5\,К_{из}\,М\,К_{гр}$.

Определив по той или иной формуле $К_{гр}$ и подставив его в формулу, можно определить глубину открытых работ, а следовательно, и запасы руды для открытого и подземного способов разработки. Следует отметить, что в последних формулах коэффициент извлечения $К_{из}$ введен неправомерно, так как неизвестно, к какому способу он относится.

Формула В.В. Ржевского для определения глубины (м) в условиях сложной залежи с учетом породных прослойков имеет вид:

$$H_г = \frac{К_г(М_х - m_х) - m_х}{\operatorname{ctg}\gamma + \operatorname{ctg}\beta},$$

где M_x и m_x — горизонтальная мощность рудной залежи и породных пропластков в залежи, м; $K_г$ — граничный коэффициент вскрыши, м³/м³.

При небольшой длине карьера может быть рекомендована следующая формула В.В. Ржевского:

$$H = \operatorname{tg}\gamma_{ср}\sqrt{0{,}025p^2 + 0{,}32K_г S_п} - 0{,}16p,$$

где p — периметр дна карьера, м; $S_п$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, м; $\gamma_{ср}$ — средневзвешенный угол откоса бортов карьера, градусы.

Для горизонтального месторождения коэффициент вскрыши практически постоянный и равен

$$K_г = \frac{H_о}{M\gamma}\left(1 + \frac{\operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\beta}\right);$$

для бестранспортной системы —

$$K_г = \frac{H_о}{m\gamma}.$$

Таким образом, задача определения границы между подземными и открытыми работами с помощью приведенных формул достаточно проста. Однако следует иметь в виду, что руда, добытая при открытых работах, не всегда одинакова по качеству с рудой подземной добычи и тогда равенство

$a_п = c_о + bK_{гр}$ теряет смысл.

Чтобы учесть разный уровень потерь и разубоживания руды и ценность добываемой рудной массы при двух сравниваемых способах разработки, применяются формулы, в основу которых положено равенство прибыли, получаемой при отработке 1 т руды балансовых запасов, т.е.

$$\frac{1-П_п}{1-Р_п}(ц_п - c_п) = \frac{1-П_о}{1-Р_о}(ц_о - c_о - bK_г),$$

откуда

$$K_г = \frac{\dfrac{1-П_п}{1-Р_п}(ц_п - c_п) - \dfrac{1-П_о}{1-Р_о}(ц_о - c_о)}{b\dfrac{1-П_о}{1-Р_о}},$$

где $П_п$ и $Р_р$ — потери и разубоживание при подземной разработке месторождения, доли ед.; $П_о$ и $Р_о$ — потери и разубоживание при открытом способе разработки, доли ед.; $ц_п$ и $ц_о$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при подземном и открытом способе разработки, руб/т; $c_п$ и $c_о$ — затраты на добычу рудной массы при подземном и открытом способе разработки, руб/т; остальные обозначения прежние.

Однако и эта формула не всегда приемлема. Например, если при сравниваемых способах разработки обеспечиваются разные объемы погашаемых балансовых запасов, то отличаются величины капитальных затрат, которые бывают значительными, особенно при небольшой производственной мощности горного предприятия.

Чтобы оценить этот фактор, проф. В.Н. Семевский предложил следующую формулу

$$K_г = \frac{(c_п + K_п E_н) - (a_р + a'_{тр} + a_к + K_о E_н)}{a_в + a''_{тр} + K_в E_н},$$

где $E_н$ — нормативный коэффициент эффективности; $K_п$, $K_о$, $K_в$ — удельные капиталовложения на 1 т добычи соответственно при подземном, открытом способах и вскрышных работах; $a_в$ — затраты на вскрышу; $a_к$ — затраты на вентиляцию карьера; $a'_{тр}$ и $a''_{тр}$ затраты на транспортировку 1 т полезного ископаемого и пород; $a_р$ — затраты на добычу на руднике, руб/т.

В этой формуле не учитываются разница в потерях и разубоживании руды при разных способах разработки, ценность руды и другие факторы. Чтобы учесть разницу в количестве погашаемых балансовых запасов и количестве производимой продукции, связанную с неодинаковым качеством добываемой рудной массы, а также с различной производственной мощностью карьера и подземного рудника по рудной массе в силу разной интенсивности горных работ, следует вывести формулу граничного коэффициента вскрыши. Она выводится из следующего равенства годовой прибыли

$$A_п(ц_{дп} - c_{дп}) = A_о(ц_{до} - c_{до} - bK_г),$$

откуда

$$K_г = \frac{A_п(ц_{дп} - c_{дп}) - A_о(ц_{до} - c_{до})}{A_о b}.$$

Очень часто при открытом способе имеется возможность увеличить извлекаемые запасы за счет вовлечения в эксплуатацию

забалансовых руд и не обнаруженных разведкой рудных тел. В этом случае условие равенства эффективности открытого и подземного способа имеет вид:

$$\frac{Q_o(1-П_o)(1-Р_п)t_п}{Q_п(1-П_п)(1-Р_o)t_o}(ц_{до}-с_{до}-К_г)=ц_{дп}-с_{дп},$$

откуда

$$К_г=\frac{\varphi(ц_{дп}-с_{дп})-(ц_{до}-с_{до})}{\varphi b},$$

где

$$\varphi=\frac{Q_o(1-П_o)(1-Р_п)t_п}{Q_п(1-П_п)(1-Р_o)t_o}.$$

Во многих случаях нужно учесть разницу в затратах на транспортировку руды или концентратов (агломератов, промпродуктов, окатышей и т.п.) до металлургических заводов. В железорудной промышленности Канады только 10 % затрат идет на добычу. В ряде случаев необходимо учесть также разницу в производственной мощности рудника и карьера.

Принимая во внимание все эти различия, можно для расчета рекомендовать более общие формулы, выведенные на основе равенства суммы дисконтированной прибыли за срок строительства и эксплуатации карьера и рудника согласно уравнению

$$\sum_{t=1}^{t_o}П_{ргоt}=\sum_{t=1}^{t_п}П_{ргпt}$$

или

$$\sum_{t=1}^{t_o}A_{ot}(ц_{дот}-с_{дот})/(1+E)^{t_o-1}-\sum_{i=1}^{n_o}\sum_{t=1}^{t_{coi}}К_{oit}(1+E_к)^{t_{coi}}=$$

$$=\sum_{t=1}^{t_п}A_{пt}(ц_{дпt}-с_{дпt})/(1+E)^{t_п-1}-\sum_{i=1}^{n_п}\sum_{t=1}^{t_{спi}}К_{пit}(1+E_к)^{t_{спi}}.$$

где A_{ot} и $A_{пt}$ — производственная мощность карьера и рудника в t-й год, т/год; t_o и $t_п$ — срок отработки месторождения открытым и подземным способами, лет; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредит, доли ед.; $ц_{дот}$ и $с_{дот}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу при открытом способе разработки в t-м году, руб/т; $ц_{дпt}$ и $с_{дпt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу и переработку при подземном способе разработки в t-м году, руб/т; n_o и $n_п$ — число стадий переработки и транспортирования руд и концентратов, при которых необходимы реконструкции действующих или строительство новых дополнительных мощностей для переработки руд и концентратов, получаемых от работы карьера и рудника; $К_{oit}$ и $К_{пit}$ — капиталовложения в предприятие i-й стадии переработки в t-й год при открытом и подземном способах разработки, руб/год; t_{coi} и $t_{спi}$ — сроки строительства или реконструкции предприятия i-й стадии добычи, переработки и транспортирования при открытом и подземном способах разработки, лет.

Подставляем в это уравнение значения сумм дисконтированной прибыли, капитальных затрат на строительство горного и перерабатывающих предприятий при открытом и подземном способах последовательно за один, два, три и т.д. года эксплуатации при соответствующем изменении текущего коэффициента вскрыши до того срока $t_р$, при котором будет обеспечено равенство левой и правой части уравнения. При этом значении $t_р$ текущий коэффициент вскрыши будет равен граничному, а расчетный срок $t_р$ будет соответствовать сроку эксплуатации карьера.

Расчеты по определению граничных коэффициентов вскрыши и глубины открытых работ для различных условий показывают, что в зависимости от количества учитываемых факторов результаты могут отличаться в очень большой степени. Поэтому в наиболее общем случае для определения границ открытых работ необходимо пользоваться этой формулой. Если способы разработки не имеют различий в удельных капитальных затратах, в затратах на транспортирование, в ценности добываемой рудной массы, в ущербе окружающей среде, то граничный коэффициент вскрыши может быть определен по простейшей формуле.

10.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ ПРИ СОВМЕСТНОЙ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

В силу взаимовлияния карьера и рудника и разных горно-геологических и горно-технических условий их применения производственная мощность предприятия в зависимости от принятого

варианта технологии подземной разработки может значительно изменяться. Еще больше изменяется производственная мощность предприятия при альтернативном варианте — при переходе только на подземный способ. На построенном уже предприятии условие одинаковой экономической эффективности разработки открыто-подземным и подземным способами при каких-то системах подземной разработки может быть представлено равенством суммы прибыли в расчете на годовую добычу и переработку рудной массы (если качество ее на карьере и руднике неодинаково)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргкр_t} = \sum_{t=1}^{t_р} П_{ргр_t},$$

где $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов разработки, лет; $П_{ргкр_t}$ — годовая прибыль при работе карьера и рудника в t-й год, руб; $П_{ргр_t}$ — годовая прибыль при работе одного рудника в t-й год, руб.

Годовая прибыль при работе карьера и рудника определится по формуле (руб/год)

$$П_{ргкр} = \left(A_к + A_р\right)\left[ц_{дкр} - \frac{A_к\left(a_о + bK_г\right) + A_р c_{др}}{A_к + A_р} - c_{оф}\right] =$$

$$= ц_{дкр} A_{кр} - A_к a_о - A_к bK_г - A_р c_{др} - A_{кр} c_{оф},$$

где $A_к$ и $A_р$ — производственная мощность карьера и рудника при одновременной работе, т/год; $A_{кр} = A_к + A_р$ — общая производственная мощность предприятия, т/год; $ц_{дкр}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при одновременной работе карьера и рудника, руб/т; $a_о$ — эксплуатационные затраты на добычу рудной массы на карьере, руб/т; $K_г$ — текущий или граничный коэффициент вскрыши, т/т; b — затраты на вскрышные работы, руб/т вскрышных пород; $c_{др}$ — эксплуатационные затраты на добычу рудной массы на руднике, руб/т; $c_{оф}$ — эксплуатационные затраты на обогащение 1 т рудной массы при одновременной работе карьера и рудника, руб/т.

Годовая прибыль при работе одного рудника определится по формуле (руб/год)

$$П_{ргр} = A_р\left(1+q\right)\left\{ц_{др} - \left(c_{др} + c_{оф}\right)\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_к + A_р}{A_р\left(1+q\right)}\right)\right]\right.,$$

где $ц_{др}$ — извлекаемая ценность добываемой на руднике рудной массы, руб/т; q — доля увеличения производственной мощности рудника при отказе от работы карьера, доли ед.; φ — доля условно-постоянных затрат по руднику, обогатительной фабрике и комбинату в целом, доли ед.

В развернутом виде условие равенства двух вариантов будет иметь вид

$$\sum_{t=1}^{t_р}\left(A_к + A_р\right)\left[ц_{дкр} - \frac{A_к\left(a_о + b\,K_г\right) + A_р c_{др}}{A_к + A_р} - c_{оф}\right] =$$

$$= \sum_{t=1}^{t_р} A_р\left(1+q\right)\left\{ц_{др} - \left(c_р - c_{оф}\right)\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_к + A_р}{\left(1+q\right)A_р}\right)\right]\right\},$$

откуда после преобразования граничный коэффициент вскрыши (т/т) равен

$$K_г = \frac{\left(A_р + A_к\right)ц_{доп} - A_к a_о - A_р c_{др} - \left(A_р + A_к\right)c_{оф}}{A_к b} -$$

$$- \frac{A_р\left(1+q\right)\left[ц_{др} - \left(c_{др} + c_{оф}\right)\left\{1 - \varphi\left[1 - \frac{A_р + A_к}{\left(1+q\right)A_р}\right]\right\}\right]}{A_к b}. \qquad (1)$$

В этих формулах обозначения следующие: $A_р$ и $A_к$ — производственная мощность рудника и карьера при их совместной работе с учетом взаимовлияния, т/год; $A_р(1 + q)$ — производственная мощность рудника без воздействия карьера, т/год; q — доля увеличения производственной мощности рудника при ликвидации карьера, доли ед.; φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи и переработки, доли ед.; $c_{др}$ и $c_{оф}$ — себестоимость добычи руды на руднике и переработки на обогатительной фабрике при совместной работе карьера и рудника, руб/т; b — затраты на вскрышные работы на карьере, руб/т; $a_о$ — затраты на добычу руды открытым способом (без вскрышных работ), руб/т; $ц_{доп}$ и $ц_{др}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы при работе карьера и рудника одновременно и одного рудника, руб/т.

Коэффициент, учитывающий уменьшение производственной мощности обогатительной фабрики в случае ликвидации карьера, определится по формуле

$$\Psi = \frac{A_к + A_р}{A_р(1+q)}.$$

Извлекаемая ценность добытой рудной массы при комбинированной открыто-подземной разработке в случае совместной переработки руды карьера и рудника определится по формуле (руб/т)

$$Ц_{дкр} = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} a_i \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{окрij}(1 - x_i c_к) ц_{крij} +$$

$$+ \sum_{i=1}^{n_б} a_{бi} \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{обкрij}(1 - x_{бi} c_к) ц_{бкрij},$$

где $a_i = \dfrac{A_р c_{рi}(1 - P_р) + A_к c_{оi}(1 - P_к)}{A_р + A_к}$;

$$a_{бi} = \frac{A_р c_{брi}(1 - P_р) + A_к c_{боi}(1 - P_к)}{A_р + A_к}.$$

В этих формулах: a_i — содержание i-го цветного металла в рудной массе, добываемой на карьере и руднике при их одновременной работе, %; $a_{бi}$ – среднее содержание i-го благородного металла в рудной массе, добываемой на карьере и руднике при их одновременной работе, г/т, кг/т; $c_{рi}$ — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов рудника, %; $c_{брi}$ — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов рудника, г/т, кг/т; $c_{оi}$ — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов карьера, %; $c_{обi}$ — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов карьера, г/т, кг/т; $c_к$ — увеличение содержания кальцита в рудной массе, добываемой на карьере и в руднике, по сравнению с содержанием кальцита в рудной массе, добываемой в руднике, %; x_i — коэффициент, характеризующий снижение извлечения i-го цветного металла при обогащении в j-й концентрат вследствие увеличения содержания в рудной массе кальцита по сравнению с его содержанием в рудной массе рудника,

доли ед./%; $x_{бi}$ — коэффициент, характеризующий снижение извлечения i-го благородного металла в j-й концентрат вследствие увеличения содержания в рудной массе кальцита по сравнению с его содержанием в рудной массе рудника, доли ед./%; $ц_{крij}$ и $ц_{бкрij}$ — отпускная цена i-го цветного и i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т и руб/г, руб/кг.

В случае раздельной переработки рудной массы с карьера ее средневзвешенная извлекаемая ценность при открыто-подземном способе определится как

$$ц_{кр} = \frac{A_р ц_{др} + A_к ц_{дк}}{A_р + A_к},$$

где $ц_{дк}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы при открытом способе разработки, руб/т; $ц_{др}$ — тоже, при работе рудника.

Если принять, что $c_{др}$ = 65 руб/т, $a_о$ = 1,5 руб/т; b = 7 руб/т; φ = 0,6; q = 0,2; $ц_{др}$ = 150 руб/т; $ц_{дк}$ = 72 руб/т; $A_р$ = 1 млн т/год; $A_к$ = = 1,5 млн т/год; $c_{оф}$ = 60 руб/т, то граничный коэффициент вскрыши согласно формуле (1) будет равен — 3,1 т/т, т.е. открытые работы вести нецелесообразно.

Применительно к условиям вновь строящихся предприятий условие равенства эффективности вариантов комбинированной открыто-подземной и подземной разработки имеет вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р + t_{ск}} П_{ргкрt} = \sum_{t=1}^{t_р + t_{ср}} П_{ргрt},$$

где $t_{ск}$ и $t_{ср}$ — сроки строительства карьера и рудника, лет; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет.

В развернутом виде это равенство может быть представлено формулой

$$\sum_{t=1}^{t_р} \left\{ (A_{кt} + A_{рt}) \left[ц_{дкрt} - \frac{A_{кt}(a_{оt} b_t K_г)}{A_{кt} + A_{рt}} - \frac{A_{рt} c_{дрt}}{A_{кt} + A_{рt}} - c_{офt} \right] \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} \right\} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_с} K_{крt} \frac{(1+E_к)^{t_с}}{(1+E)^{t_с - 1}} =$$

$$= \sum_{t=1}^{t_р} A_{рt}(1+q)\left\{ ц_{дрt} - (c_{дрt} + c_{офt})\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_{кt} + A_{рt}}{(1+q)A_{рt}}\right)\right] - \right.$$

$$\left. - \sum_{t=1}^{t_{ср}} К_{рt} \frac{(1+E_к)^{t_{ср}}}{(1+E)^{t_{ср}-1}}, \right.$$

где $A_{кt}$ и $A_{рt}$ — производственная мощность карьера и рудника при их одновременной работе в t-й год, т/год; $ц_{дкрt}$ — извлекаемая ценность рудной массы, добываемой при совместной работе карьера и рудника в t-й год, руб/т; $ц_{дрt}$ — извлекаемая ценность рудной массы, добываемой на руднике в t-й год, руб/т; $c_{дрt}$ — затраты на добычу рудной массы на руднике при комбинированной разработке карьером и рудником в t-й год, руб/т; $a_{оt}$ — затраты на добычу рудной массы на карьере при комбинированной разработке без (вскрышных работ) в t-й год, руб/т; $в_t$ — затраты на вскрышные работы на карьере при комбинированной разработке в t-й год, руб/т вскрыши; $К_г$ — граничный коэффициент вскрыши на карьере, т/т; $c_{офt}$ — затраты на обогащение при совместной работе карьера и рудника в t-й год, руб/т; $К_{крt}$ — капиталовложения в строительство карьера и рудника в t-й год, руб; $К_{рt}$ — капиталовложения в строительство рудника в t-й год, руб; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит для строительства предприятия, доли ед.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_с$ — срок строительства карьера и рудника, лет; $t_{ср}$ — срок строительства рудника, лет.

В случае строительства нового горного предприятия в составе рудника, карьера и обогатительной фабрики при тех же примерно технико-экономических показателях работа карьера еще менее экономически целесообразна. Более эффективен вариант подземной разработки наиболее богатых руд месторождения с ограниченной (величиной запасов богатых руд) производственной мощностью рудника и обогатительной фабрики.

ГЛАВА 11

ОПТИМИЗАЦИЯ СХЕМ И ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ

11.1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ. ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ

На выбор того или иного способа вскрытия месторождения и подготовки горизонтов к эксплуатации влияют следующие основные факторы:

1) условия залегания рудных тел и свойства налегающих и подстилающих пород;

2) рельеф поверхности;

3) система разработки, ее параметры, технология горных работ и способы управления состоянием налегающих пород;

4) ценность полезного ископаемого, его запасы и перспектива их увеличения;

5) глубина разработки;

6) необходимость обеспечения заданной производственной мощности рудника или шахты и срока ввода их в эксплуатацию;

7) ценность природных ресурсов в регионе месторождения, в частности, земель, на которых и в районе которых предусматривается строить горное предприятие.

С точки зрения более быстрого освоения месторождения иногда, особенно при небольшой глубине, оказываются более выгодными наклонные стволы и спиральные съезды с оставлением охранных целиков. При оборудовании их конвейерными подъемами или при применении мощного самоходного оборудования наклонные стволы могут обеспечить и большую производственную мощность рудника (шахты).

В зависимости от угла падения залежей применяют разные способы вскрытия. Вертикальные стволы наибольшее распространение получили при углах падения залежей в пределах 0—15° и 70—90°. При углах падения от 15° до 45° для вскрытия применяют как вертикальные, так и наклонные стволы, хотя последние — значительно реже.

Рельеф поверхности в гористых местностях в большинстве случаев диктует необходимость вскрытия штольнями. При ровном рельефе применяют вертикальные и наклонные стволы.

При системах разработки с твердеющей закладкой представляется возможность проходить вскрывающие выработки в непосредственной близости от месторождения с минимальными размерами квершлагов, что невозможно при системах с обрушением. Имеются даже случаи заложения стволов по месторождению с оставлением охранных целиков и последующей почти полной их отработкой.

Если по технологии горных работ предусматривается применение мощного самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования, то дополнительно к основным вертикальным стволам проходятся либо вертикальные грузовые спуско-подъемные стволы, либо спиральные съезды для спуска-подъема людей и оборудования. Спиральные или наклонные стволы проходятся под углом 6—10° с площадью сечения от 16 до 100 м². Если предусматривается поточная выдача руды, то проходятся наклонные стволы. В ряде случаев вскрытие наклонными и спиральными стволами позволяет на 30—50 % уменьшить капитальные затраты, ускорить вскрытие и ввод месторождения в эксплуатацию и снизить потери за счет ликвидации междуэтажных и охранных целиков. Пока эти способы применяются до глубин 200—300 м.

Ценность руды и перспективы прироста запасов требуют выбора соответствующих способов вскрытия и расположения вскрывающих выработок. Необходимо, чтобы ценная руда не осталась в охранном целике (особенно на глубоких горизонтах), а ствол мог быть использован и при разработке перспективных для прироста запасов участков, причем эти запасы не должны попасть в зону подработки и обрушения. При ценной руде необходимо выбирать такие схемы и параметры вскрытия, которые дадут возможность максимально ускорить ввод в эксплуатацию и освоение проектной мощности рудника. Определенные преимущества при самоходном оборудовании имеют наклонные и спиральные стволы.

Увеличение глубины разработки обусловливает необходимость применения многоступенчатых комбинированных способов вскрытия и более широкого использования слепых наклонных стволов, которые оказываются более выгодными, так как с увеличением глубины разработки снижается устойчивость пород и уменьшается угол их сдвижения.

Для вентиляции и кондиционирования воздуха на больших глубинах, где температура достигает 30—38 °С, необходимо проходить системы выработок для пропуска огромного количества воздуха (до 5 вентиляционных стволов на 1 подъемный), устраивать холодильные установки. Для охлаждения пород применяют водовоздушные методы, поскольку теплопроводность воды в 30 раз больше, чем у воздуха. В Кривом Роге повышение температуры на глубине более 1 000 м на 4 °С (с 22 до 26 °С) снижает работоспособность горняков на 16 %, а до 30 °С — на 40 %. Если при *t*, равной 18—22 °С, производительность труда принять за 100 %, то при *t*, равной 26 и 30 °С, она соответственно будет равна 84 и 60 %.

В большинстве случаев параметры рудных месторождений таковы, что вопрос об определении параметров рудничного (шахтного) поля решается очень просто — они принимаются в соответствии с параметрами месторождения. Обычно они изменяются от 300—500 м до 1,5—2 км. При больших размерах месторождения, когда можно разместить несколько шахтных полей (Джезказган, Норильск, Никополь и др.), задача решается обычно методом вариантов.

Протяженность рудничных полей Кривбасса принимают до 3—3,5 км. Так, длина рудничных полей в проекте будущей шахты «Яковлевской» в КМА принята 5,6 км, а на крупных рудниках Джезказгана достигает 5 км.

При выборе места заложения вскрывающих выработок важно предусмотреть безопасное расположение стволов согласно действующим правилам или указаниям по охране сооружений от вредного воздействия горных работ. Целик отстраивается в соответствии с принятыми углами сдвижения. Необходимо также определить минимум затрат на транспортировку руды, вентиляцию и другие операции, затраты на которые могут изменяться в зависимости от схемы расположения вскрывающих выработок и места их расположения. Число вскрывающих выработок зависит от ряда факторов. Согласно правилам техники безопасности, каждая шахта должна иметь не менее двух выходов на дневную поверхность. При диагональной схеме вскрытия, которая для рудников является основной, количество стволов должно быть не менее трех. С увеличением производственной мощности рудника растет и число вскрывающих стволов.

При производственной мощности шахты до 300 тыс. т/год и глубине до 600 м обычно применяется клетьевой подъем, а

также самоходное оборудование при наклонных и спиральных стволах. Однако на ряде шахт Европы клетьевые подъемы успешно применяются при добыче до 1 млн т/год и при глубине свыше 600 м. При большой производственной мощности рудников обычно используют скиповой подъем. Если производственная мощность рудника более 1 млн т/год, то число стволов увеличивают до 5—6 с учетом необходимого резерва. Для рудников с очень большой производственной мощностью (10—20 млн т/год) проектируют 10 стволов и более.

Обычно стволы и другие вскрывающие выработки, в первую очередь, проходятся на 3—4 этажа и более. Последующая углубка стволов ведется не менее, чем на 2 этажа, иногда с устройством концентрационных горизонтов через 2—3 этажа. В мировой практике имеются случаи, когда стволы проходятся сразу на 500—1 000 м, а шаг их составляет 200—300 м, что соответствует 3—4 этажам.

Это имеет определенный смысл, так как лучше разведуется месторождение, больше вскрывается запасов, благодаря чему можно полнее изучить месторождение, исключить возможные ошибки в выборе параметров и технологии горных работ, что в итоге позволяет более эффективно и ритмично вести эксплуатацию месторождения. Вместе с тем, это расход, иногда раньше времени, капиталовложений и труда. Поэтому вопрос об очередности проходки и углубки стволов решается в каждом конкретном случае на основе детальных технико-экономических расчетов, как и выбор способа вскрытия. При этом обязательно должны быть учтены условия рационального использования недр и других природных ресурсов.

Главными задачами при выборе способа подготовки горизонтов к эксплуатации являются:

- ♦ определение высоты этажа;
- ♦ выбор схемы подготовки;
- ♦ определение необходимого опережения работ по подготовке.

При выборе схем подготовки этажей руководствуются следующими соображениями. В условиях крутопадающих и наклонных тел малой и средней мощности штреки проходят только по рудной залежи (жиле) или у ее лежачего бока. При полевой подготовке штреки проходят в лежачем боку, а для разведки и нарезки блоков дополнительно проходят короткие квершлаги и орты. При

большой мощности рудных месторождений применяют как штрековую (полевую и рудную), так и ортовую (тупиковую или кольцевую) схемы. Кольцевая схема позволяет более интенсивно вести откатку, особенно при большой длине рудничного поля. При ограниченных размерах залежей используют тупиковые схемы подготовки. В условиях большого горного давления основной откаточный штрек проходят далеко, в лежачем боку, а около рудного тела проходят еще один штрек. Чтобы впоследствии откаточный штрек служил вентиляционным, его располагают за зоной деформации пород после обрушения.

На больших глубинах при подготовке горизонтов следует проходить как можно меньше выработок, почти не опережая очистные, чтобы происходила разгрузка высокого давления.

При большой мощности рудных залежей полевая подготовка обеспечивает меньшие затраты и значительно большие скорости подготовки этажей к эксплуатации, чем рудная. К тому же, при полевой подготовке в период выемки снижаются затраты на транспортировку, поддержание выработок, вентиляцию и др. Достигается более высокая интенсивность работы блоков и транспорта благодаря тому, что применяют прямые и устойчивые выработки. Особенно целесообразна полевая подготовка при разработке ценных и возгорающихся руд.

Рудная подготовка, применяемая в настоящее время на большинстве рудников, разрабатывающих маломощные и жильные месторождения, имеет определенные преимущества, так как одновременно с проходкой штрека осуществляется попутная добыча руды. Рудная подготовка блоков позволяет достаточно полно изучить параметры и характер жилы на уровне откаточного горизонта. Однако во время эксплуатации, при выполнении очистных работ непосредственно в блоках и особенно при транспортировке руды по основным откаточным штрекам, рудная подготовка на жильных месторождениях имеет еще более существенные недостатки, чем на мощных залежах. Чтобы поддерживать рудные штреки, над ними и под ними требуется оставлять рудные целики, выемка которых либо не осуществляется, либо ведется с большими потерями (потери в над- и подштрековых целиках составляют 6—8 %). Не менее важно и то, что при рудной подготовке и системах разработки с открытым очистным пространством, а также с креплением и с магазинированием руды очень плохо проветриваются блоки и рудник в целом из-за невозможности надежной изоляции

штреков от очистного пространства. Несмотря на большие расходы по сооружению вентиляционных перемычек и огромный расход воздуха, нормальной вентиляции не обеспечивается. Изменчивость направления жил на горизонтах определяет соответствующую изменчивость направления рудных откаточных штреков. Доставка руды по таким штрекам затруднена, поэтому она малопроизводительная и дорогостоящая.

Проходка извилистых рудных штреков также затруднена. Она гораздо дороже проходки прямолинейных полевых штреков и осуществляется с меньшей скоростью, чем полевых. Ускорение подготовки позволяет снизить нормативы подготовленных запасов и увеличить добычу. Полевая подготовка дает возможность также значительно улучшить качество эксплуатационно-разведочных работ. Если при рудной подготовке рудные тела (жилы) изучаются только на уровне горизонта, то при полевой подготовке представляется возможность исследовать жилы и боковые породы не только на уровне горизонтов, сделав заезды и вынув первый рудный слой, но и проследить жилы по падению и восстанию, пробурив из заездов и полевого штрека скважины вкрест простирания рудных тел. Более полное изучение элементов жил и содержания металлов в жилах и боковых породах позволяет снизить потери и разубоживание руды при отбойке, уменьшить расходование средств на проходку бросовых выработок, а также потери руды во многих блоках, в которых останавливаются работы из-за неизученности запасов за фронтом очистных работ.

В случае вскрытия и подготовки сближенных жил полевая подготовка способствует значительному сокращению затрат на подготовку (вместо двух-четырех рудных штреков проходится один полевой с заездами), проведению независимых работ по выпуску, погрузке и транспортировке руды из нескольких жил и блоков.

В целом же, полевая подготовка позволяет повысить полноту использования недр, улучшить безопасные условия работы, увеличить интенсивность подготовки и отработки блоков при снижении затрат, что создает реальные предпосылки для значительного увеличения производственной мощности рудника в целом и повышения качества добываемой рудной массы. Если на руднике возможности раздельной выдачи руды и породы при проходке выработок ограничены и порода выдается вместе с рудой, как это имеет место на многих рудниках цветной металлургии, вскрытых вертикальными стволами, то переход на полевую подготовку может привести к некоторому увеличению разубоживания руды.

Наличие в районе месторождения ценных плодородных земель диктует необходимость более компактного расположения вскрывающих и горно-подготовительных выработок. Чаще всего этого можно достичь при одновременном выборе соответствующих систем разработки (например, с закладкой).

Общая оценка факторов, влияющих на эффективность вскрытия и подготовки месторождений, необходима при выборе наиболее приемлемых вариантов для дальнейшего более детального их сравнения и оптимизации всего комплекса вскрывающих и подготовительных выработок.

При оптимизации технологических схем и параметров вскрытия и подготовки должны решаться следующие основные задачи:

1) выбор вариантов схем вскрытия и подготовки;
2) определение размеров рудничного (шахтного) поля;
3) выбор места заложения основных вскрывающих выработок;
4) определение числа стволов и других вскрывающих выработок и очередности их проходки;
5) обоснование рациональной схемы подготовки горизонтов и блоков;
6) определение оптимальной высоты этажа;
7) обоснование целесообразного числа этажей (в группе), приходящихся на один концентрационный горизонт;
8) установление величины ступени вскрытия и углубки;
9) комплексное сравнение и оптимизация вариантов вскрытия и подготовки.

Все эти задачи должны решаться с учетом параметров вскрытия и подготовки, а также систем разработки. Должно быть учтено совокупное влияние вскрытия, подготовки и систем разработки на общие результаты строительства и деятельности рудника, в частности, на его производственную мощность, качество добываемого полезного ископаемого (рудной массы), потери полезного ископаемого в недрах (руды), время строительства и освоения проектной мощности горного предприятия и др.

Решение задач по оптимизации способов, схем вскрытия и подготовки запасов к эксплуатации может быть облегчено и ускорено, если имеются пригодные для этого классификации способов вскрытия и подготовки запасов.

11.2. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ

Способы вскрытия обычно разделяют на простые и комбинированные. Простые способы — это способы вскрытия штольнями, спиральными съездами, а также пройденными с поверхности вертикальными и наклонными шахтными стволами с квершлагами. Комбинированные — это простые способы вскрытия в комбинации со следующими ступенями вертикальных и наклонных слепых шахтных стволов с квершлагами, а также в комбинации со спиральными съездами и наклонными конвейерными стволами.

При этом верхняя часть месторождения вскрывается с поверхности одним из простых способов, а более глубокие горизонты вскрываются слепыми стволами с квершлагами.

Деление на простые и комбинированные способы весьма условное, так как практически даже самые простые способы вскрытия наклонными или вертикальными стволами невозможны без комбинации их с квершлагами и рудоспусками.

Такое разделение практически характеризует лишь количество ступеней вскрытия (одна или несколько). Для целей выбора и экономической оценки способов вскрытия и подготовки запасов подобная классификация в большинстве случаев мало что дает. Назначением любых классификаций, в том числе классификаций вскрытия и подготовки, должна быть наглядность различий тех или иных схем и способов по самым существенным признакам. Эти признаки должны иметь, вместе с тем, большое экономическое значение, чтобы классификации служили задачам выбора и экономической оценки схем и параметров вскрытия и подготовки.

Более правильно было бы положить в основу классификации виды вскрывающих выработок и их различные комбинации, в зависимости от чего при прочих равных условиях могут существенно изменяться затраты на строительство и эксплуатацию рудника.

В соответствии с этим признаком классификация способов вскрытия рудных месторождений по виду основных и дополнительных выработок может иметь примерно следующий вид (табл. 11.1).

Наиболее распространенные схемы вскрытия крутопадающих рудных месторождений — вскрытие вертикальными стволами в лежачем боку с этажными или групповыми квершлагами (рис. 11.1).

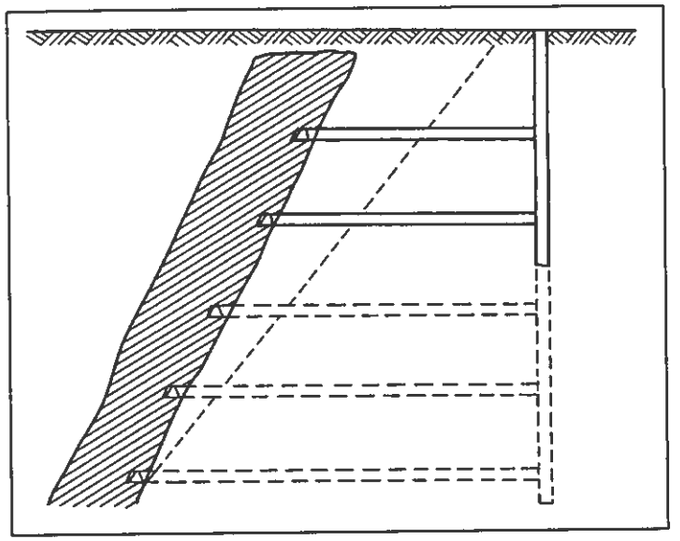


Рис.11.1. Вскрытие вертикальным стволом в лежачем боку при угле падения месторождения, большем угла обрушения пород лежачего бока

Таблица 11.1

Классификация способов вскрытия рудных месторождений

Классы	Подклассы	Виды способов вскрытия
1	2	3
1. Вскрытие вертикальными стволами	1.1. С квершлагами	1.1.1. Вертикальными стволами с этажными квершлагами
		1.1.2. Вертикальными стволами с этажными квершлагами и вспомогательными грузоподъемными стволами
	1.2. С квершлагами и капитальными рудоспусками	1.2.1. Вертикальными стволами с капитальными групповыми квершлагами (концентрационными и промежуточными горизонтами) при отработке этажей в группе сверху вниз
		1.2.2. Вертикальными стволами с групповыми квершлагами при отработке этажей в группе снизу вверх
	1.3. С квершлагами и слепыми спиральными съездами	1.3.1. Вертикальными стволами с этажными квершлагами и слепыми спиральными съездами
		1.3.2. Вертикальными стволами с групповыми квершлагами и слепыми спиральными съездами при отработке этажей в группе сверху вниз

Продолжение таблицы 11.1

Классы	Подклассы	Виды способов вскрытия
1	2	3
		1.3.3. Вертикальными стволами с групповыми квершлагами и слепыми спиральными съездами при отработке этажей в группе снизу вверх
	1.4. С квершлагами и вертикальными слепыми стволами	1.4.1. Вертикальными стволами, этажными квершлагами и вертикальными слепыми стволами
		1.4.2. Вертикальными стволами, групповыми квершлагами и вертикальными слепыми стволами при отработке этажей в группе сверху вниз
		1.4.3. То же, при отработке этажей в группе снизу вверх
	1.5. С квершлагами, вертикальными слепыми стволами и спиральными съездами	1.5.1.Вертикальными стволами, этажными квершлагами, слепыми стволами и спиральными съездами
		1.5.2. Вертикальными стволами, групповыми квершлагами, слепыми вертикальными стволами и спиральными съездами при отработке этажей в группе сверху вниз
		1.5.3. То же, при отработке этажей в группе снизу вверх
2. Вскрытие наклонными или спиральными (петлевыми стволами)	2.1. С квершлагами	2.1.1. Наклонными или спиральными стволами с этажными квершлагами
		2.1.2. Наклонными стволами с этажными квершлагами с подъемом добытого полезного ископаемого конвейерами
		2.1.3. То же и самоходным оборудованием
	2.2. С квершлагами и капитальными рудоспусками	2.2.1. Наклонными стволами с этажными квершлагами и капитальными рудоспусками при отработке этажей в группе сверху вниз
		2.2.2. То же, при отработке этажей в группе снизу вверх
	2.3. С квершлагами и слепыми спиральными съездами	2.3.1. Наклонными стволами с этажными квершлагами и слепыми спиральными съездами

Продолжение таблицы 11.1

Классы	Подклассы	Виды способов вскрытия
1	2	3
		2.3.2. Наклонными стволами с групповыми квершлагами и слепыми спиральными съездами при отработке этажей в группе сверху вниз
		2.3.3. То же, в группе снизу вверх
	2. 4. С квершлагами и слепыми стволами	2.4.1. Наклонными или спиральными слепыми стволами и этажными квершлагами
		2.4.2. Наклонными или спиральными стволами, слепыми стволами и групповыми квершлагами с отработкой этажей в группе сверху вниз
		То же, с отработкой этажей в группе снизу вверх
	2.5. С квершлагами, слепыми стволами и спиральными съездами	2.5.1. Наклонными стволами, этажными квершлагами, слепыми стволами и спиральными съездами
		2.5.2. Наклонными стволами, групповыми квершлагами, слепыми стволами и спиральными съездами при отработке этажей в группе сверху вниз
		2.5.3. То же, при отработке этажей в группе снизу вверх
3. Вскрытие штольнями	3.1. Штольнями	3.1.1. Этажными штольнями
	3.2. Штольнями со слепыми стволами и квершлагами	3.2.1. Штольнями со слепыми стволами и этажными квершлагами
		3.2.2. Штольнями со слепыми стволами и групповыми квершлагами при отработке этажей сверху вниз
		3.2.3. То же, при отработке этажей в группе снизу вверх
	3.3. Штольнями, слепыми стволами, спиральными съездами и квершлагами	3.3.1. Штольнями, спиральными съездами и этажными квершлагами
		3.3.2. Штольнями, слепыми стволами, спиральными съездами и групповыми квершлагами при отработке этажей в группе снизу вверх

Продолжение таблицы 11.1

Классы	Подклассы	Виды способов вскрытия
1	2	3
		3.3.3. То же, при отработке этажей в группе сверху вниз
	3.4. Групповыми штольнями с капитальными рудоспусками	3.4.1. Групповыми штольнями с капитальными рудоспусками при отработке этажей снизу вверх
		3.4.2. То же, при отработке этажей в группе сверху вниз
	3.5. Групповыми штольнями со спиральными съездами	3.5.1. Групповыми штольнями со спиральными съездами при отработке этажей в группе снизу вверх
		3.5.2. То же, при отработке сверху вниз

Иногда такие месторождения вскрываются наклонными стволами с квершлагами (рис. 11.2), а иногда — вертикальными стволами в висячем боку (рис.11.3).На больших глубинах месторождения вскрываются ступенями. Например, первая ступень — вертикальные стволы с квершлагами, а вторая ступень — наклонные или вертикальные слепые стволы с квершлагами (рис.11.4). Наклонные залежи являются самыми трудными как для вскрытия, так и для эксплуатации. Очень часто они вскрываются вертикальными стволами с квершлагами, которые закладываются для вскрытия верхних горизонтов в висячем боку, а для нижних — в лежачем (рис. 11.5—11.7).

Способы подготовки горизонтов и блоков к эксплуатации обычно делят в зависимости от расположения горно-подготовительных выработок относительно рудного тела на полевые, рудные и комбинированные — рудно-полевые, а в зависимости от назначения и взаимного расположения подготовительных выработок на штрековые, кольцевые и тупиковые.

В зависимости от расположения и назначения выработок способы и схемы подготовки этажей делят на классы (табл. 11.2). Некоторые способы рудной, полевой и комбинированной подготовки с тупиковой и кольцевой схемами приведены на рис. 11.8 — 11.10.

При проектировании первоначальной ступени вскрытия (шага вскрытия) необходимо принимать ее величину такой, чтобы вскрытые запасы были достаточными для нормальной работы рудника в течение периода, необходимого для проектирования и

Таблица 11.2

Классификация способов подготовки рудных месторождений

Классы	Подклассы	Виды способов подготовки
1. Рудная подготовка	1.1.Рудными штреками и восстающими	1.1.1.Рудная подготовка штреком и восстающими
		1.1.2.Рудная подготовка штреком у лежачего бока и восстающими
		1.1.3.Рудная подготовка штреками у висячего бока и восстающими
		1.1.4.Рудная подготовка штреками у висячего и лежачего боков и восстающими
	1.2.Рудными штреками, ортами и восстающими	1.2.1.Рудная подготовка штреками с тупиковыми заездами и восстающими
		1.2.2.Рудная подготовка штреками, ортами и восстающими с кольцевой схемой откатки
	1.3.Рудными штреками, ортами и спиральными или наклонными заездами	1.3.1.Рудная подготовка штреками, ортами и наклонными заездами
		1.3.2.Рудная подготовка штреками, ортами и спиральными заездами
2. Полевая подготовка	2.1. Полевыми штреками и восстающими	2.1.1.Полевая подготовка штреками и восстающими с тупиковыми заездами
		2.1.2.Полевая подготовка штреками и восстающими с кольцевыми заездами
	2.2. Полевыми штреками и спиральными съездами	2.2.1. Полевая подготовка штреками и спиральными съездами (рампой)
3. Рудно-полевая подготовка	3.1.Полевыми штреками и восстающими по руде	3.1.1. Полевыми штреками и восстающими по руде с тупиковой схемой заездов
		3.1.2. Полевыми штреками и восстающими по руде с кольцевой схемой заездов
	3.2. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде	3.2.1. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде с тупиковой схемой заездов
		3.2.2. Полевыми штреками, ортами и восстающими по руде с кольцевой схемой заездов
	3.3. Полевыми штреками, ортами и спиральными съездами и заездами	3.3.1. Полевыми штреками и спиральными съездами с кольцевой схемой заездов
	3.4.Полевыми штреками, ортами, восстающими по руде и спиральными съездами и заездами по руде	3.4.1. Полевыми штреками, восстающими и спиральными съездами с кольцевой схемой заездов

проходки вскрывающих выработок, обеспечивающих выполнение выбывающих мощностей (осуществление следующего шага вскрытия). При проектировании важно учитывать современные тенденции развития способов вскрытия и подготовки, чтобы выбирать наиболее эффективные и перспективные варианты.

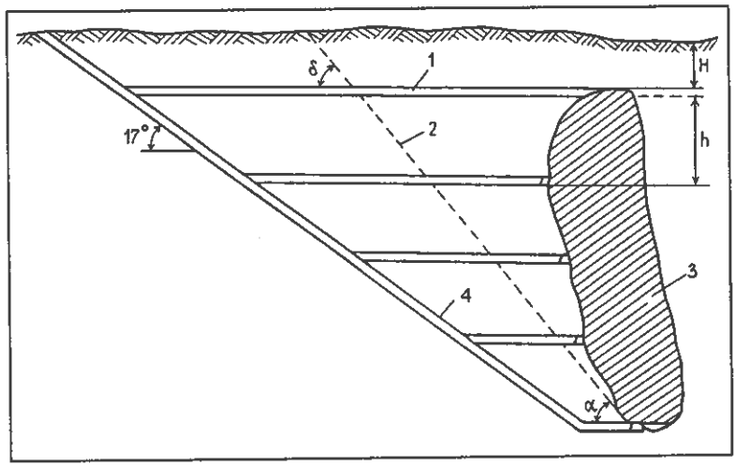


Рис. 11.2. Вскрытие мощной крутопадающей залежи наклонным стволом с этажными квершлагами:
1 — этажные квершлаги; 2 — граница зоны сдвижения пород лежачего бока; 3 — рудная залежь; 4 — рудоподъемный ствол

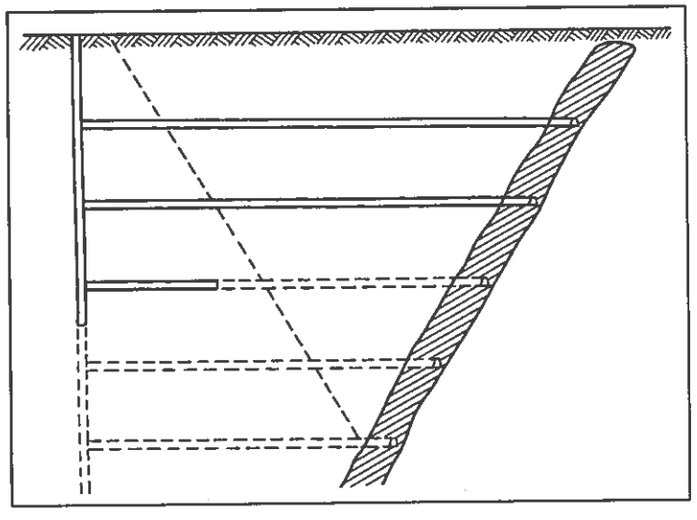


Рис 11.3. Вскрытие в висячем боку вертикальным стволом, заложенным за границей зоны обрушения

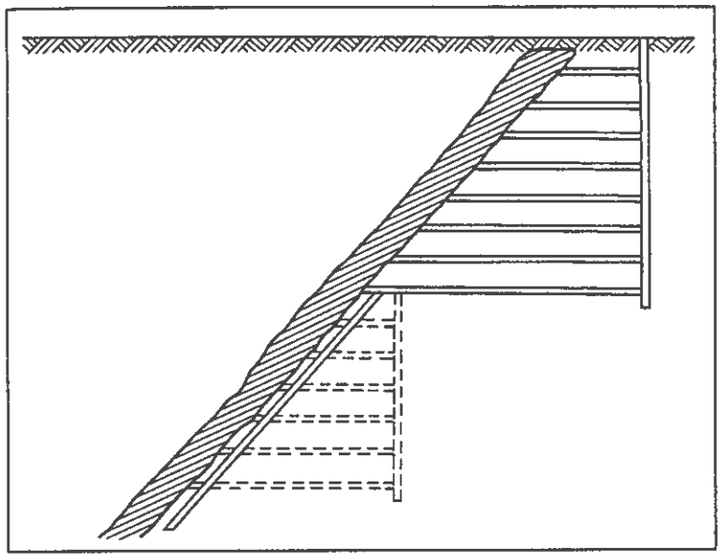
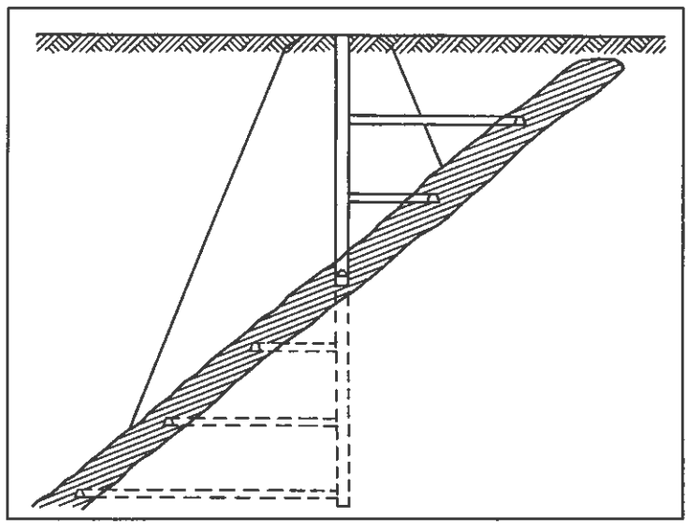


Рис. 11.4. Вскрытие вертикальным стволом с поверхности и наклонным стволом по породам лежачего бока

Учитывая постоянный рост затрат на добычу полезных ископаемых и снижение содержания металлов в добываемой рудной массе практически на всех рудниках, наиболее перспективны способы вскрытия и подготовки, обеспечивающие более полное использование запасов. Различные способы вскрытия месторождений и технологии разработки требуют разных площадей для размещения промышленных объектов, отвалов и хвостохранилищ. В результате ущерб окружающей среде будет разным.

Анализ опыта рудников и выполненные исследования свидетельствуют, что в настоящее время в вопросах вскрытия и подготовки наметились вполне определенные тенденции на применение схем поэтапного вскрытия в две и более ступени, на более широкое использование концентрационных горизонтов с увеличенным шагом вскрытия, большим числом промежуточных горизонтов и созданием достаточных по объему аккумулирующих добытое полезное ископаемое (руду) емкостей, обеспечивающих стабильность качества и бесперебойность работы рудника. В ряде случаев перспективной может оказаться схема вскрытия группами этажей при отработке их в группах снизу вверх (рис. 11.11, 11.12).



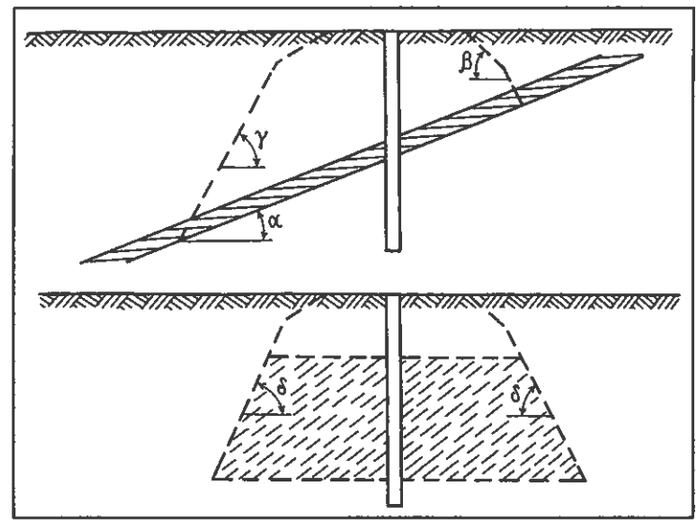


Рис. 11.5. Вскрытие вертикальным стволом в висячем боку месторождения

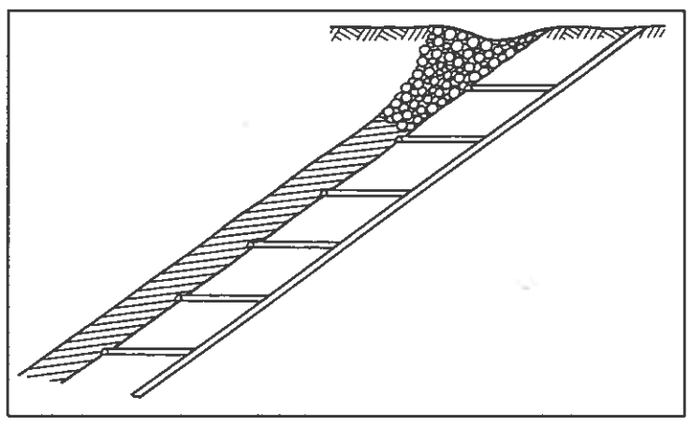


Рис. 11.6. Схема построения предохранительного целика при заложении ствола шахты в висячем боку

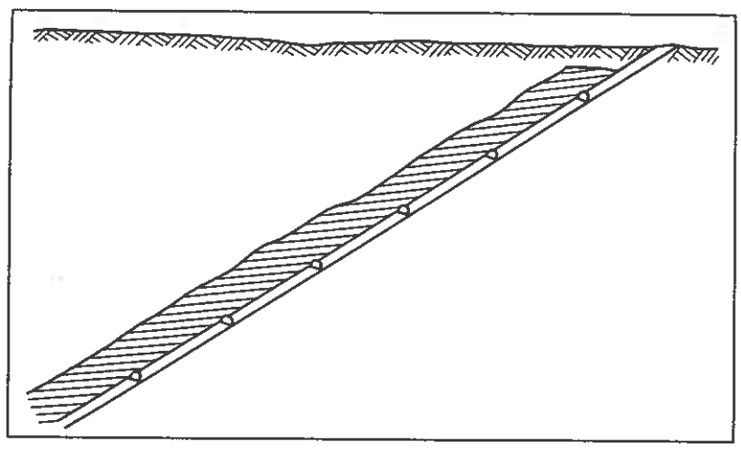


Рис. 11.7. Вскрытие наклонным стволом по породам лежачего бока

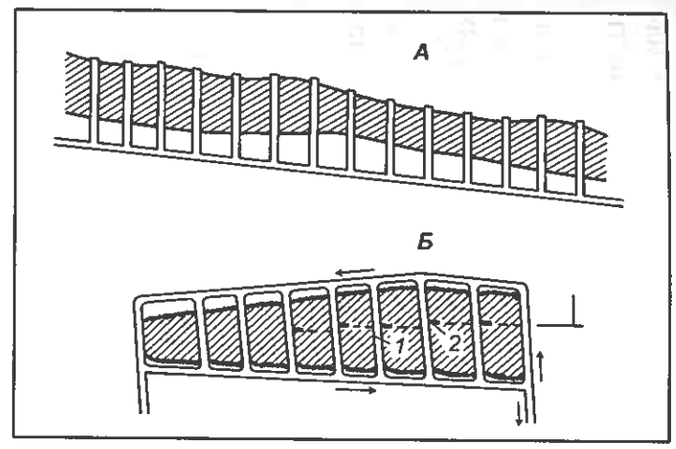


Рис. 11.8. Вскрытие наклонным стволом с этажными штреками по месторождению

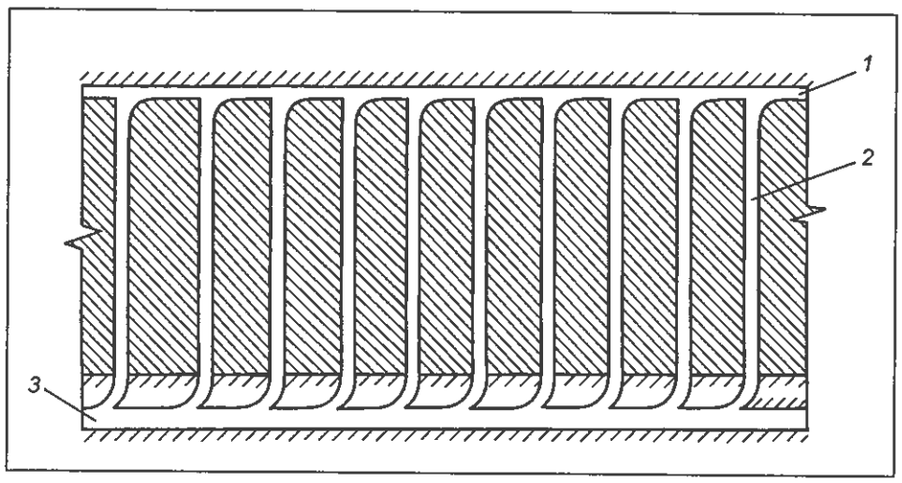


Рис. 11.9. Схемы полевой подготовки:
А — тупиковая, *Б* — кольцевая; *1* — орты (заезды); *2* — рудоспуски

Рис. 11.10. Способ рудно-полевой подготовки (кольцевая схема):
1 — рудный штрек; *2* — откаточный орт; *3* — полевой откаточный штрек

По мере углубления горных работ эффективность этих направлений совершенствования вскрытия будет расти и область применения их будет увеличиваться.

Традиционные способы подготовки горизонтов к эксплуатации, когда проходят откаточные штреки и с их уровня начинают подготавливать днища блоков, проходят восстающие, из которых нарезают блоковые орты и штреки, вентиляционные сбойки и т.д., требуют больших затрат времени на подготовку и поэтому постепенно уступают способам подготовки горизонтов и блоков с помощью транспортных съездов (рампой), а также ярусным способам подготовки.

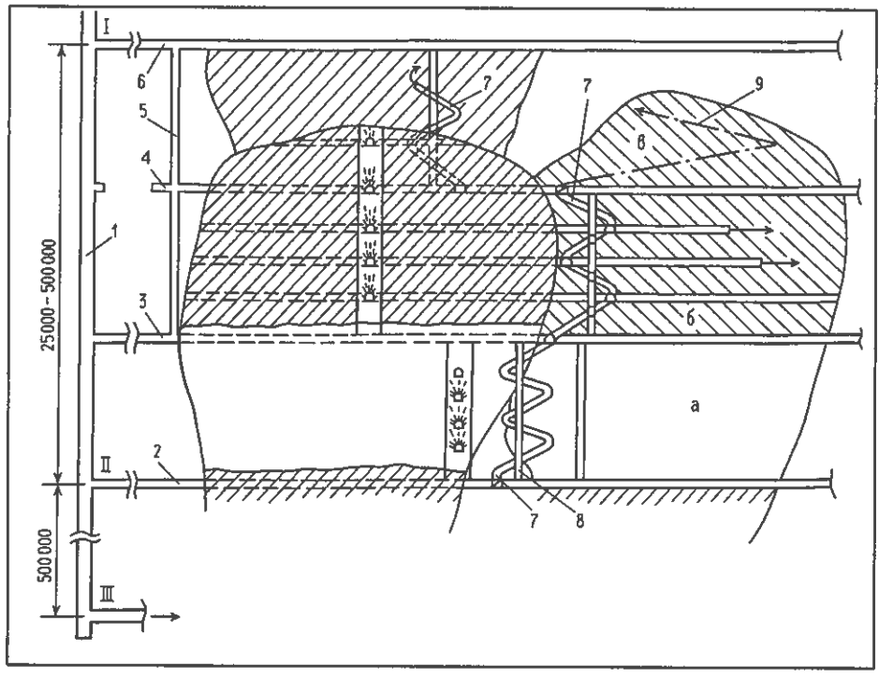


Рис. 11.11. Принципиальная схема вскрытия, подготовки и отработки группы этажей снизу вверх:
I—III — последовательность проходки концентрационных горизонтов; а—в — последовательность подготовки и отработки этажей; 1 — главный ствол; 2 — действующий концентрационный горизонт; 3 — промежуточный действующий горизонт; 4 — промежуточный нарезаемый горизонт; 5 — вентиляционно-ходовой (лифто-подъемный) участковый восстающий; 6 — верхний в группе этажей вентиляционный горизонт; 7 — участковые этажные спирали; 8 — основные перепускники; 9 — трасса рудной спирали

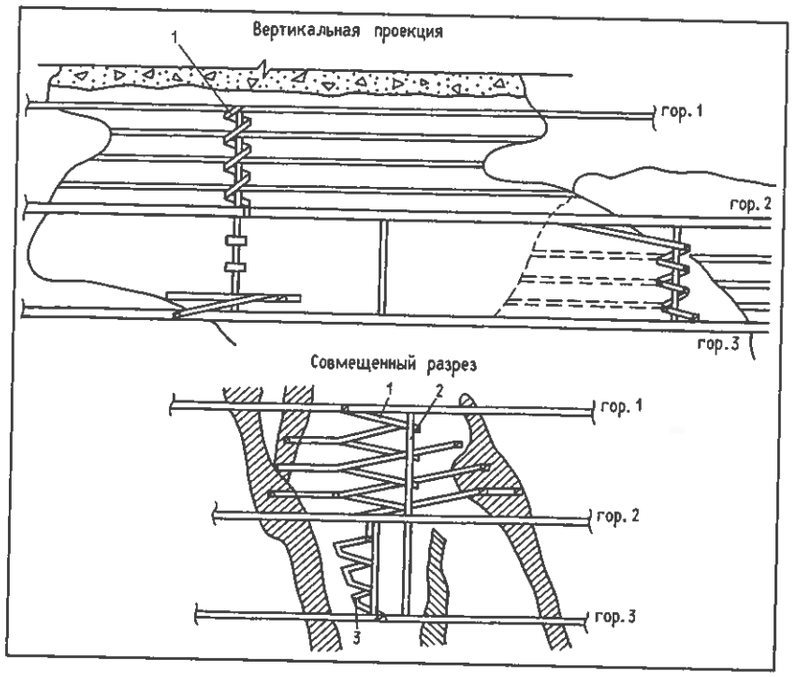


Рис. 11.12. Вскрытие и подготовка сближенных рудных залежей:
1 — спиральный съезд; 2 — рудоспуск

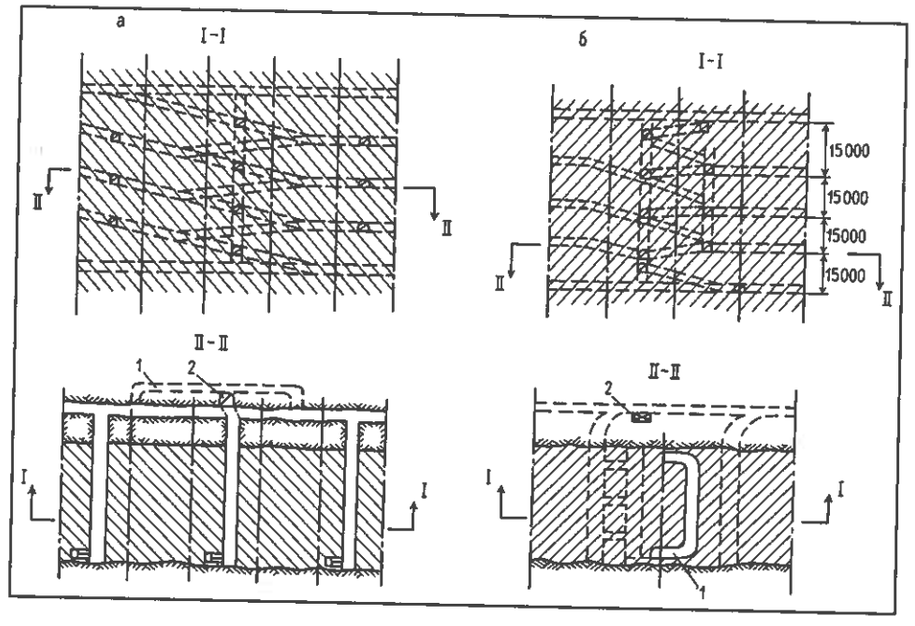


Рис. 11.13. Схемы нарезки блоков из полевого (а) и рудного (б) спирального съезда:
1 — спиральный съезд; 2 — рудоспуск

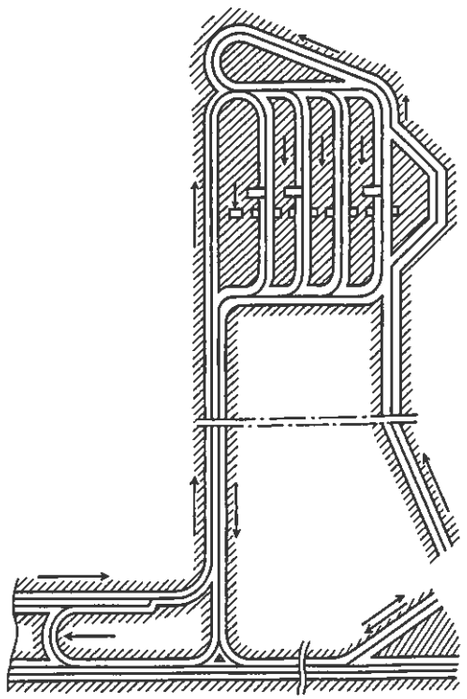


Рис. 11.14. План вскрытия месторождения Кируна

При подготовке горизонтов к эксплуатации с помощью транспортных наклонных и спиральных съездов время на подготовку горизонта к эксплуатации значительно сокращается, так как нет необходимости готовить весь горизонт. Готовить блоки можно из съездов на различном уровне и одновременно с двух смежных горизонтов, расстояние между которыми может быть увеличено. К тому же, применение самоходного оборудования позволяет значительно увеличить скорость проходки не только наклонных съездов, но и горизонтальных блоковых выработок, а также основных штреков, рудоспусков и вентиляционных восстающих (рис. 11.13).

Ярусный способ подготовки горизонтов предусматривает вскрытие и подготовку наклонных и крутопадающих залежей с использованием как традиционных способов подготовки, так и подготовки транспортными съездами. Основной горизонт при этом подготавливается полевыми штреками и ортами, из которых проходят восстающие для приема руды с верхних ярусов. Каждый этаж повышенной высоты делится рудоспусками на блоки длиной 50—70 м, а по падению — вспомогательными горизонтами на ярусы высотой 40—50 м, которые разделяются на подэтажи. Ярусная схема позволяет иметь широкий фронт работ при одновременной подготовке довольно значительных объемов запасов.

На рудниках значительной производственной мощности с большим числом подъемных и вспомогательных стволов необходимо стремиться обеспечить компактное их расположение, чтобы уменьшить количество околоствольных дворов (рис. 11.14).

Оптимизация технологических схем и параметров вскрытия и подготовки должна осуществляться на основе технико-экономического сравнения вариантов с применением экономико-математических методов и вычислительной техники.

11.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ РАЗМЕРОВ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Как уже отмечалось, вопрос об определении размеров рудничного (шахтного) поля решается очень просто — они принимаются в соответствии с параметрами месторождения. На месторождениях с выдержанной мощностью на больших площадях оптимальные размеры шахтного поля могут быть определены аналитически по методу академика Л.Д. Шевякова. Суть метода в том, что себестоимость добычи выражается в виде функции от длины шахтного поля и количества этажей (ширины поля). Минимум себестоимости добычи имеет место, когда частные производные функции равны нулю. Аналитический метод заключается в решении двух уравнений, полученных путем приравнивания к нулю найденных частных производных целевой функции

$$\partial c_д / \partial L = 0,$$

$$\partial c_д / \partial B = 0,$$

где $c_д$ — функция оптимизирующего критерия (себестоимости добычи) в зависимости от размеров шахтного воля (L и B).

В качестве критериев могут быть приняты такие показатели, как приведенные затраты, прибыль и др. На рудниках и других непластовых месторождениях задача решается методом вариантов аналогично тому, как это делается при определении производственной мощности рудника.

Сущность метода вариантов состоит в том, что при нескольких значениях размеров рудничного поля определяются все зависящие от них капитальные и эксплуатационные затраты (на проходку стволов, штолен, вертикальных, наклонных, спиральных выработок, околоствольных дворов, квершлагов, рудоспусков, спиральных и петлевых съездов, штреков, на вентиляцию, водоотлив, на транспортировку и подъем руды, поддержание выработок и др.). Затем при каждом варианте размеров шахтного поля определяется величина приведенных затрат, приходящихся на 1 т руды.

Сравнением устанавливается вариант, обеспечивающий минимум затрат. При этом целесообразно размер рудничного поля по падению представить как общую наклонную высоту количества этажей. Высота этажей в зависимости от горно-геологических условий и систем разработки может быть принята по нормам технологического проектирования или на основе предварительных расчетов. Однако в настоящее время ни себестоимость добычи, ни приведенные затраты не могут быть использованы в качестве критериев экономической оценки.

В основу оценки вариантов разных размеров рудничного (шахтного поля), как и при решении других задач вскрытия и подготовки месторождений должен быть положен критерий суммы дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат с учетом фактора времени и банковской ставки на кредит. При этом также целесообразно размер рудничного поля по падению представить как общую наклонную высоту определенного количества этажей, а высоту этажей в зависимости от горно-геологических условий и систем разработки принять по нормам технологического проектирования или на основе предварительных расчетов.

Капитальные затраты на проходку всех вскрывающих и горно-подготовительных выработок, строительство зданий, сооружений, приобретение и монтаж оборудования в t-й год можно определить (руб.) по формуле

$$K_t = \sum_{i=1}^{m}\left[(nh_э + h_н)c_i S_{ci} + \sum_{j=1}^{n+1} V_{cj}c_{cj} + \sum_{j=1}^{n-1} h_э c_p S_p + \sum_{j=1}^{n+1} L_{kj}S_{kj}c_{kj} + \sum_{j=1}^{n+1} S_{шj}c_{шj} + c_{зсoj}\right].$$

Эксплуатационные затраты на поддержание выработок и обслуживание зданий и сооружений (руб/т) в t-й год можно выразить как

$$C_{пt} = \sum_{i=1}^{m}\left[(nh_э + h_н)c_{псi} + \sum_{j=1}^{n+1} V_{cj}c_{поj} + \sum_{j=1}^{n-1} h_э c_{пр} + \sum_{j=1}^{n+1} L_{kj}c_{пkj} + \sum_{j=1}^{n+1} L_{ш}c_{пшj} + c_{пзсoj}\right]/A_t.$$

Эксплуатационные затраты на транспортировку и подъем руды, водоотлив, вентиляцию (руб/т) в t-й год можно выразить формулой

$$C_{пt} = \sum_{i=1}^{m}\left[\left(\sum_{j=1}^{n} L_{kj}c_{квj} + \sum_{j=1}^{n} \ell c_{штj} + \frac{nh_э + h_н}{100}c_{подi} + \frac{nh_э + h_н}{100}\varphi c_{вi}\right) + c_{вв}\right]/A_t.$$

В этих формулах: m — число стволов в одном рудничном поле; n — число этажей в рудничном поле; $h_н$ — глубина наносов и пород до верхней границы месторождения, м; $h_э$ — высота этажа, м; $S_с$, $S_к$, $S_р$, $S_ш$, — площадь сечения ствола, квершлага, капитального рудоспуска, штрека, м²; $V_о$ — объем выработок околоствольного двора, м³; $nh_э + h_н$, $(n + 1)\,h_э$, $L_к$, $L_ш$ — длина ствола, капитального рудоспуска, квершлага, штрека, м; $c_с$, $c_к$, $c_р$, $c_о$, $c_ш$ — стоимость проведения 1м³ ствола, квершлага, штрека, капитального рудоспуска, выработок околоствольного двора, руб; $c_{кв}$, $c_{шт}$, $c_{под}$, $c_в$, — затраты на транспортировку 1 т-км по квершлагу и штреку, на подъем руды и водоотлив на каждые 100 м высоты, руб.; φ — коэффициент водообильности, ед.; $c_{зсо}$, $c_{пзсо}$ — затраты на здания, сооружения, оборудование и их содержание и обслуживание, руб.; $c_{вв}$ — затраты на вентиляцию, руб/т; $c_{пс}$, $c_{пр}$, $c_{пш}$, $c_{по}$ — стоимость поддержания 1 п.м. ствола, капитального рудоспуска, квершлага, 1 м³ околоствольного двора.

Можно принять, что $L_ш = \ell/2$, где ℓ — длина рудничного поля по простиранию, а также $At = \ell M\gamma n h_г (1 - П)/(1 - Р)$ и $t = nh_э/h_г K_1 K_2$, где: A — производственная мощность рудника, т/год; t — срок отработки месторождения длиной по простиранию ℓ, м; М — горизонтальная мощность рудного тела, м; γ — объемная масса руды, т/м³; $h_г$ — годовое понижение горных работ, м/год; K_1 и K_2 — коэффициенты, учитывающие изменение годового понижения в зависимости от мощности рудного тела и угла падения.

В зависимости от размеров рудничного поля могут существенно изменяться очень многие показатели, характеризующие эффективность разработки месторождений. Среди них — величина капитальных и эксплуатационных затрат и их удельное значение, время строительства рудника и срок его службы, производственная мощность рудника, величина суммарной и удельной прибыли и др. Поэтому в качестве критерия оптимизации размеров рудничного поля необходимо принять неприведенные затраты на 1 т добычи, а сумму дисконтированной прибыли за вычетом предварительных затрат на строительство предприятия (рудника, обогатительной фабрики и т.д.) согласно формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{T} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt} - c_{дt})\frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} - \sum_{t=1}^{t_с} K_t(1+E_н)^{t_с},$$

где $T = t_с + t_р$ — полный жизненный цикл рудника, лет; $t_с$ и $t_р$ — срок строительства предприятия и расчетный срок эксплуатации

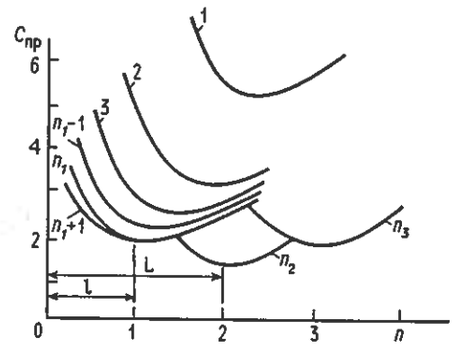


Рис. 11.15. Изменение величины прибыли в зависимости от числа шахтных полей в пределах одного рудника n:
1, 2, …, n_1, n_1+1 — соответственно при одном, двух и т.д. этажах в одном блоке рудничного поля; n_1, n_2, n_3 — оптимальное число этажей при одном, двух и трех блоках в одном рудничном поле; L — размер рудничного поля при двух этажах

месторождения, лет; A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; K_t — величина капиталовложений в t-й год строительства рудника, руб.; $ц_{д_t}$ и $с_{д_t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на добычу и переработку, руб/т; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_н$ — коэффициент, учитывающий величину банковского процента на кредит для выполнения капитальных работ.

Удельное значение этого критерия (руб/т) имеет вид

$$\sum_{t=1}^{T} П_{рп_t} / \sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

Подставив в эту формулу показатели ценности и затрат, соответствующие значениям A и t, выраженные через ℓ, получим выражение удельной прибыли, в котором два неизвестных — ℓ и n.

Приняв количество этажей в реальных пределах, можно для каждого варианта найти зависимости удельной прибыли от длины рудничного поля ℓ, а также минимальные ее значения при каждом варианте высоты этажа и, сравнив эти варианты, установить такое количество этажей n, которое обеспечивает максимальную прибыль, а значит, соответствует оптимальным размерам рудничного поля по простиранию и падению, так как при числе этажей n + 1 прибыль снова снижается (рис. 11.15). Зная количество этажей, можно найти размер рудничного поля по падению как $\ell_п = nh_э/\sin\alpha$, где α — угол падения рудной залежи, градусы.

При заранее заданной производственной мощности рудника расчеты по формулам значительно упрощаются.

11.4. ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЧИСЛА СТВОЛОВ

При выборе места заложения вскрывающих выработок необходимо прежде всего предусмотреть безопасное расположение стволов согласно действующим правилам и указаниям по охране сооружений от вредного воздействия горных работ. Второе условие при выборе места заложения ствола — обеспечение минимума транспортных расходов. Для выдержанных пластообразных залежей при рассредоточенных грузах акад. Л.Д. Шевяков рекомендовал располагать основные вскрывающие выработки в месте сосредоточения такого груза, когда сумма грузов, расположенных слева от него, равна сумме грузов, расположенных справа.

При непрерывно распределенных грузах (сплошная залежь неправильной формы) место заложения ствола шахты обычно рекомендуется выбирать в соответствии с размерами запасов согласно погоризонтным планам исходя из условия равенства суммы погоризонтных сечений залежей. Затем определяется длина крыльев шахтного поля.

Однако эти методы — весьма приближенные, так как величины грузов и запасов связаны непропорциональной зависимостью с себестоимостью транспортировки. Последняя зависит еще от длины доставки и других факторов. Поэтому в общем случае для выбора места заложения ствола необходимо с помощью метода вариантов определить минимум затрат на транспортирование руды, вентиляцию, водоотлив, поддержание выработок и другие операции, затраты на которые могут изменяться в зависимости от схемы и места расположения вскрывающих выработок.

Число вскрывающих выработок зависит от целого ряда факторов. Согласно правилам техники безопасности каждая шахта должна иметь не менее двух выходов на дневную поверхность. При диагональной схеме вскрытия, которая для рудников является основной, количество стволов должно быть не менее трех. Стандартные диаметры стволов изменяются от 4 до 8 м через каждые 0,5 м.

Прежде всего при проектировании вскрытия и подготовки рудных месторождений необходимо обеспечить безопасную и эффективную работу рудника как в период его строительства, так и в процессе эксплуатации. Согласно Единым правилам безопасности

в пределах рудничного поля должно быть пройдено не менее двух стволов, которые необходимо оборудовать механическими подъемами для спуска-подъема людей с каждого горизонта. Стволы должны иметь выход на поверхность, при этом вентиляционные струи в двух стволах должны быть разнонаправленными.

В табл. 11.3 приведено минимальное число выходов при вскрытии месторождений штольнями согласно нормам технологического проектирования (НТП) Гипроцветмета.

Вскрытие месторождения (или его части), расположенного ниже вскрывающей штольни, необходимо осуществлять двумя стволами, оборудованными механическими подъемами. При этом один ствол должен обеспечивать спуск-подъем людей с каждого горизонта на вскрывающую штольню, а второй — на дневную поверхность или до другой штольни.

В случае применения на руднике самоходного оборудования схема и способ вскрытия должны обеспечивать возможность доставки этого оборудования в шахту и его безопасное и эффективное использование в соответствии с ЕПБ, для чего необходимо проходить дополнительные выработки, в том числе наклонные и спиральные съезды.

Таблица 11.3

Расстояние между штольнями и горизонтами по вертикали, м	Длина рудного тела в пределах рудничного поля, м	Минимальное число выходов (восстающих)
До 50	До 1000	Три ходовых восстающих
	Более 1000	Через каждые 300 м ходовые восстающие
До 70	До 1000	Два ходовых восстающих, оборудованных механическими подъемами
	Более 1000	Через каждые 300 м восстающий с оборудованием каждого первого механическим подъемом
Более 70	До 1000	Один ствол и один восстающий, оборудованный механическими подъемами
	Более 1000	Два ствола, оборудованных механическими подъемами

При производственной мощности шахты до 250—300 тыс. т в год и глубине разработки до 500—600 м применяются клетьевой подъем, а также самоходное оборудование при наклонных и спиральных стволах. При большей производственной мощности — скиповой. Если производственная мощность рудника достигает 1 млн т/год, то число стволов увеличивается до 5—6 с учетом необходимого резерва.

Для рудников с очень большой производственной мощностью (10—20 млн т/год) проектируют до 10 стволов и более. Например, вскрытие нижних горизонтов на руднике им. Кирова в Кривбассе было намечено осуществлять 13 стволами: два — рудоподъемных, три — вспомогательных и восемь — вентиляционных. Поле шахты Яковлевской в КМА по проекту намечено вскрыть семью стволами. На шахте № 65 в Джезказгане пройдено два основных рудовыдачных ствола диаметром 7—8 м, один служит для выдачи медной руды, второй — для свинцовой, третий — для спуска-подъема самоходного оборудования и еще 4—5 стволов вентиляционных. На шахте № 57 в Джезказгане два основных ствола: один — выдачной, другой — для грузов (самоходное оборудование) и вентиляции. На шахте Анненской, как и на шахте № 65 пройдены три основных и четыре—пять вентиляционных стволов. Рудник Кируна в Швеции, добывающий 22—27 млн т/год, вскрыт десятью скиповыми (для выдачи руды по сортам) стволами и четырьмя вспомогательными клетьевыми. Затем был пройден еще один наклонный ствол для самоходного оборудования и выдачи породы. В Польше вскрытие Люблинского медного месторождения (при годовой производственной мощности 4,5—5 млн т/год) осуществлено шестью стволами: двумя центральными и по два ствола на флангах для вентиляции и закладки. Обычно основные стволы располагают рядом. В ЮАР вместо спаренных двух стволов проходят один ствол эллипсовидного сечения и разделяют его бетонной перемычкой на два отделения. Это оказалось гораздо дешевле, чем проходить два ствола. Для шахт глубиной свыше 1,5 км необходимо иметь вентиляционные участки длиной не более 400—500 м, чтобы величина депрессии у главной вентиляционной установки была не выше $7{,}5 \cdot 10^3$ МПа. При меньшей глубине длина участков может быть значительно больше.

Если в общем случае принять длину участка, блока, поля, равную l, то число стволов при центральном расположении и блочном вскрытии может быть определено по формуле

$$m = 2L/l = 2N,$$

при диагональном — по формуле

$$m = 2L/l + 1 = 2N + 1,$$

где N — число блоков в рудничном поле; L — длина рудничного поля, м.

Более целесообразно решать задачу определения количества стволов одновременно с определением размеров рудничного поля. Расчеты могут осуществляться по тем же формулам. Только не для одного блока, а последовательно для одного, двух, трех блоков т.д. Необходимо находить оптимальное количество этажей и длины поля последовательно для вариантов с двумя, тремя блоками и т.д. в пределах общего рудничного поля, подставляя соответствующее им число стволов. При этом к общим затратам по формулам необходимо добавить увеличение затрат на поверхностный транспорт, которые будут расти по мере увеличения числа блоков.

Согласно графикам рис. 11.15 удельные значения прибыли при двух блоках больше, чем при одном и трех. Поэтому наиболее целесообразное количество этажей можно принять равным n_2, длину рудничного поля, равной $Nl = 2l = 2$ км, число стволов $m = 4 \div 5$ в зависимости от принятой схемы их расположения.

В каждом конкретном случае, кроме этого, можно оценить целесообразность дальнейшего увеличения числа стволов в связи с необходимостью осуществления какой-то дополнительной функции, например: для разделения и выдачи руд по сортам, выдачи из шахты породы отдельно от руды, спуска-подъема самоходного оборудования на основе сравнения затрат на новый ствол и возможного улучшения показателей добычи и переработки (увеличение прибыли, рост объемов производства, снижение себестоимости, улучшение использования производственных фондов, извлечение охранного целика, уменьшение разубоживания руды и т.п.).

Для условий месторождений многосортных руд, особенно при комплексном их использовании, необходимо рассматривать экономическую целесообразность увеличения числа подъемных стволов для организации раздельной добычи и подъема отдельно породы и руд по сортам. При наличии одного подъемного ствола в

условиях таких месторождений раздельная добыча и переработка руд по сортам может привести к снижению производственной мощности рудника. Для упрощения технологической схемы породу от проходки выработок, как правило, смешивают с рудой, дополнительно разубоживая ее. При валовой разработке многосортных руд, как правило, один сорт руды разубоживается другим, а кроме того, усложняется шихтовка руды для обеспечения постоянства содержания металлов в руде. Тем не менее, постоянство качества добываемой рудной массы никогда не достигается. Все эти факторы снижают извлечение при обогащении и качество концентратов, а следовательно, и извлекаемую ценность добываемой рудной массы. Для шихтовки многосортных и многокомпонентных руд требуется значительно большее количество блоков в очистной выемке, чем без шихтовки, из-за чего снижается производственная мощность рудника.

Эти факторы нельзя не учитывать при определении числа стволов. Кроме обеспечения производственной мощности рудника по рудной массе, число стволов и соответствующая схема (способ) вскрытия и подготовки должны обеспечить добычу рудной массы возможно высокого качества (когда может быть обеспечена самая большая величина извлекаемой ценности). Повышение извлекаемой ценности добываемой рудной массы при разработке многосортных руд возможно благодаря применению раздельной добычи и переработки по сортам и усреднению качества каждого сорта. Однако применение раздельной добычи и переработки может привести к некоторому снижению производственной мощности рудника (при выдаче рудной массы через один ствол) или потребует проходки дополнительного ствола (или стволов).

Целесообразность дополнительных стволов может быть определена на основе сравнения величины прибыли за какой-то расчетный период времени при базовом и новом (с дополнительными стволами) вариантах с учетом дополнительных затрат на проходку стволов. Экономия от проходки дополнительных стволов определяется (руб.) по формулам:

а) для условий действующего рудника, когда один подъемный ствол уже имеется,

$$Э = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) - \sum_{t=1}^{t_с} C_{ct} \left(1 + E_к\right)^{t_с} - \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right);$$

б) для вновь проектируемого рудника

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{j=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_с} C_{ct}\left(1+E_{нt}\right)^{t_с}-$$

$$-\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)+\sum_{t=1}^{t_{сб}} C_{сбt}\left(1+E_{нt}\right)^{t_{сб}}.$$

В этих формулах: $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника при базовом варианте (валовая выемка) и новом варианте (раздельная выемка руд по сортам) в t-й год, т/год; $ц_{дбt}$ и $с_{дбt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — то же при новом варианте, руб/т; $C_{сбt}$ и C_{ct} — затраты на проходку ствола при базовом и новом вариантах в t-й год, руб; $t_{рб}$ и $t_р$ — расчетный срок сравнения базового и нового вариантов, лет; $t_{сб}$ и $t_с$ — срок строительства ствола (стволов) при базовом и новом вариантах, лет; n — число подъемных стволов при новом варианте; $E_{нt}$ — процентная ставка на кредит в t-м году, доли ед.

Несмотря на то, что при раздельной добыче руд по сортам требуется пройти дополнительный ствол, этот вариант в ряде случаев может оказаться более эффективным благодаря повышению извлекаемой ценности добываемой рудной массы за счет лучшего усреднения каждого сорта руды, снижения разубоживания, увеличения извлечения при обогащении и повышения качества концентратов, а также дополнительного производства новых концентратов. Кроме этого, может быть увеличена производственная мощность рудника (при одном подъемном стволе производственная мощность в данном случае может уменьшиться).

Наиболее эффективной будет проходка дополнительного ствола, если оценку эффективности раздельной добычи руд по сортам осуществлять при проектировании нового рудника, когда, например, вместо одного ствола большого сечения, можно предусмотреть проходку двух стволов меньшего сечения. В результате при незначительном увеличении затрат на проходку стволов могут быть сокращены сроки проходки и строительства рудника в целом. Возможно также увеличение производственной мощности рудника. Тогда экономия от проходки дополнительного ствола будет равна (руб.)

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-\sum_{j=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_с} C_{ct}\left(1+E_к\right)^{t_с}-$$

$$-\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)\frac{1}{(1+E_к)^{t_{сб}-t_с}}+\sum_{t=1}^{t_{сб}} C_{сбt}\left(1+E_к\right)^{t_{сб}},$$

где $t_{сб}$ и $t_с$ — сроки строительства стволов при базовом (с одним подъемным стволом) и новом (с двумя-тремя подъемными стволами) вариантах, лет.

При раздельной добыче руд по сортам и наличии соответствующего количества подъемных стволов могут быть сокращены затраты на транспортирование руды до стволов. Например, если бы Урупское медное месторождение было вскрыто двумя подъемными стволами (один на одном фланге для медных руд, другой на другом фланге для медно-цинковых руд), то расстояние транспортирования было бы меньше вдвое. Меньше было бы простоев рудника из-за аварий в стволе и на транспорте.

Вероятное увеличение производственной мощности рудника с раздельной добычей руд по сортам по сравнению с вариантом валовой выемки можно установить, основываясь на том, насколько может быть уменьшен резерв блоков для осуществления шихтовки руд в процессе добычи. Если при валовой выемке для обеспечения производственной мощности, равной $A_б$, требуется иметь в очистной выемке $N_{об}$ блоков, то из этого числа их часть, равная $q_б N_{об}$ блоков, необходима для обеспечения шихтовки. Если при раздельной добыче руд по сортам для шихтовки требуется меньшее количество блоков в очистной выемке $qN_{об}$, то при той же рудной площади производственная мощность рудника может быть увеличена за счет уменьшения числа блоков, готовых к выемке. Величина ее будет равна

$$A=\frac{A_б N_{об}}{N_{об}-N_{об}\left(q_б-q\right)}=\frac{A_б}{1-q_б+q},$$

где $N_{об}$ — общее число блоков на руднике в подготовке и очистной выемке, ед.; $q_б$ и q — доли запасов (или числа резервных блоков), необходимых для осуществления шихтовки руд при валовой выемке и при раздельной добыче и переработке, доли ед.

Если $q_б > q$, то $A > A_б$ и, наоборот, если $q_б < q$, то $A < A_б$. Допустим, что общее число блоков на руднике при валовой выемке

равно 20, в том числе 15 в очистной выемке и 5 в подготовке. Из 15 очистных блоков 7 блоков, готовых к выемке, необходимо иметь для шихтовки. Если при раздельной выемке двух сортов руды для шихтовки достаточно иметь 4 блока, то вместо других 3 резервных блоков можно иметь в активной очистной выемке дополнительно к 8 блокам еще $3 \cdot 15/20 = 2{,}25$ блока и в подготовке $3 \cdot 5/20 = 0{,}75$ блока. Тогда производственная мощность рудника может быть увеличена с $A_б$ до $A = A_б \cdot 20/17 = 1{,}176\ A_б$.

Если учесть, что при раздельной добыче и переработке руд по сортам может быть значительно увеличена извлекаемая ценность добываемой рудной массы, то можно полагать, что во многих случаях при разработке комплексных многосортных руд увеличение числа подъемных стволов может обеспечить не только более эффективную работу предприятия, но и более полное и комплексное использование запасов недр.

Если дополнительный ствол позволяет увеличить производственную мощность рудника (особенно в ценностном выражении) и повысить извлечение при обогащении благодаря исключению из руды породы от проходческих работ, а в ряде случаев благодаря обеспечению раздельной выдачи руды по сортам, то почти всегда проходка дополнительного ствола будет эффективной.

Путем таких расчетов, последовательно прибавляя количество стволов, можно установить, что дальнейшее увеличение их числа не дает эффекта и нецелесообразно.

11.5. ОБОСНОВАНИЕ ВЫСОТЫ ЭТАЖА

Высота этажа зависит от следующих основных факторов:

1) мощности, выдержанности и угла падения залежей;
2) устойчивости руд и вмещающих пород;
3) системы разработки;
4) сложности строения и степени разведанности месторождения;
5) достигнутого уровня техники и технологии горных работ;
6) интенсивности подготовительных и очистных работ;
7) степени концентрации горных работ и др.

На жильных и маломощных месторождениях высота этажа обычно принимается от 30 до 60 м в зависимости от выдержанности и угла падения залежей, на мощных месторождениях — от 40

до 80 м и более. В устойчивых рудах и породах большая высота этажа принимается при камерных системах разработки. При малых углах падения залежей (пологом падении) высота этажа составляет 30—40 м, при крутом падении достигает 80 м и более.

Максимальная высота этажа принимается при использовании систем: 1) этажного принудительного обрушения (от 60—80 м при углах падения мощных залежей 60—70°до 80—100 м и более при крутом падении и особенно в случае весьма мощных залежей); 2) подэтажного обрушения (60—80 м); 3) подэтажных штреков (от 50—70 м при углах падения 50—60° до 80—100 м и более при крутом падении и устойчивых породах висячего бока). При системах с магазинированием руды высота этажа несколько меньше (от 40 до 70 м в зависимости от угла падения и устойчивости пород). При системе слоевого обрушения высота этажа обычно составляет 30—40 м и не превышает 60 м. При камерно-столбовых системах наклонная высота этажа изменяется от 40—60 м при углах падения 20—45° и до 250 м и более при углах 0—5°.

Нормами технологического проектирования Гипроруды рекомендуется принимать следующую высоту этажа:

1) при системе этажного принудительного обрушения — не менее 70 м, увеличивая ее до 80—100 м при угле падения более 70°;
2) при системе подэтажного обрушения — от 60—70 м до 80 м, а подэтажа от 20 м до 40—50 м;
3) при системе подэтажных штреков — не менее 80 м до 100—110 м при крутом падении, 50—70 м для наклонных рудных тел;
4) при этажно-камерной системе — более 70 м при крутом падении и 50—70 м в условиях наклонных залежей;
5) при камерно-столбовой системе — не больше 40—60 м при угле падения 20—45° (наклонная высота этажа).

С развитием техники, с внедрением высокопроизводительной технологии разработки, предусматривающей применение самоходного оборудования и вибротехники, повышается концентрация и интенсивность горных работ, что требует значительного увеличения высоты этажа. Например, на Таштаголе пошли на отработку сдвоенных этажей общей высотой 180 м, на руднике Молибден в ТВМК высоту этажа принимали до 150 м, на шахте им. Губкина в КМА высоту этажа предполагается увеличить до 135 м.

В ряде случаев высота этажа определяется горно-техническими условиями: на некоторых линзах Риддер-Сокольного (Лениногорского) месторождения — мощностью линз, на Белоусовском руднике — резким изменением элементов залегания, а в ряде других случаев — устойчивостью руд и пород, а иногда — сложностью и неравномерностью оруденения (на Хайдарканском ртутном руднике высота этажа не может быть принята более 20 м по условиям разведки). В большинстве же случаев необходимо определять экономически выгодную, оптимальную высоту этажа.

По мере увеличения высоты этажа уменьшаются капитальные и текущие (эксплуатационные) затраты на проходку выработок горизонта (в расчете на 1 т добычи), а также запасы и потери руды в междуэтажных целиках и в днищах блоков. Вместе с тем, по мере увеличения высоты этажа возрастают затраты на поддержание выработок и некоторые другие эксплуатационные расходы (подъем, водоотлив), затрудняется передвижение рабочих и доставка материалов по восстающим, что влияет на их производительность. В ряде случаев увеличиваются потери руды в лежачем боку, а также потери от обрушения невзорванного массива и разубоживания от примешивания пород. Так, на шх. Северо-Песчанская на Урале при высоте этажа 80 м наблюдались случаи сползания в период разбуривания целых блоков с запасами до 300 тыс. т, почти полностью подготовленных и разбуренных. Увеличение разубоживания руды при большей высоте этажа наблюдается особенно отчетливо при системе с торцевым выпуском. Таким образом, одни затраты и ущербы по мере увеличения высоты этажа уменьшаются, другие — увеличиваются (рис. 11.16).

Принимая, что сумма удельных затрат может быть выражена как

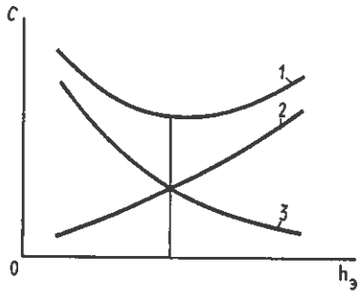
$$c = c_1 h_э + c_2 / h_э ,$$

многие исследователи, в частности, акад. М.И. Агошков, взяв первую производную от этого выражения и приравняв ее к нулю, находили, что высота этажа равна

$$h_э = \sqrt{c_1 / c_2} .$$

где c_1 и c_2 — некоторые численные стоимостные коэффициенты.

Рис. 11.16. Изменение затрат с по мере увеличения высоты этажа $h_э$:
1 — общие затраты; 2 — затраты на поддержание выработок; 3 — затраты на проходку выработок горизонта



Этот аналитический метод определения высоты этажа можно считать приближенным.

Чтобы учесть разницу в капиталовложениях ранее предлагалось решать задачу определения высоты этажа методом вариантов на основе минимума суммы приведенных затрат, подсчитанных для конкретных условий по формуле

$$c_{пр} = c_д + E_н К ,$$

где $c_д$ — эксплуатационные затраты, руб; К — сумма капитальных вложений, руб.

Величина приведенных затрат, зависящих от высоты этажа, с учетом возможного изменения показателей потерь и разубоживания, а следовательно, и извлекаемой ценности добытой рудной массы может быть определена по формуле:

$$S_э = (c_э + E_н К_э)(1 - Р)/h_э m L \gamma (1 - П) = (c_э + E_н К_э)/t_э A ,$$

где $t_э$ — срок отработки запасов этажа (лет) с производственной мощностью рудника A, т/год; $К_э$ и $c_э$ — сумма капитальных и эксплуатационных затрат этажа, руб.; $h_э$, m, L — высота этажа, горизонтальная мощность и длина рудной залежи (месторождения), м; $(1 - П)/(1 - Р)$ — выход рудной массы из 1 т руды балансовых запасов, т/т; γ — объемная масса руды, т/м³.

Эксплуатационные затраты, зависящие непосредственно от высоты этажа, будут равны

$$c_э = c'_д + L_к c_{пк} t_э \nu_о c_{по} t_э + L_ш c_{пш} t'_э + c_{под} + c_{вод} .$$

Для простейшего случая, когда одинаково вскрываются все этажи, капитальные затраты определяются как

$$К_э = L_к S_к c_к + \nu_о c_о + \sum_1^к L_ш c_ш S_ш ,$$

где $L_к$ и $L_ш$ — длина квершлага и откаточного штрека, м; к — количество штреков на горизонте (в зависимости от схемы подготовки); $с_д$ — затраты на добычу руды по системе разработки, руб/т; $S_к$ и $S_ш$ — площадь сечения квершлага и штрека, м²; $v_о$— объем выработок околоствольного двора и других камерных выработок этажа, м³; $с_к$, $с_ш$, $с_о$ — затраты на проходку 1 м³ квершлага, штрека, околоствольных выработок, руб; $с_{под}$ и $с_{вод}$ — затраты на подъем и водоотлив при отработке всех запасов этажа, руб; $с_{пк}$, $с_{пш}$, $с_{по}$ — затраты на поддержание 1 м квершлага, штрека и 1 м³ околоствольного двора, руб/пог.м в год, руб/м³ в год; $t_э$ — время отработки этажа, лет.

Потери и разубоживание руды при изменении высоты этажа изменяются, как и затраты, по-разному. Одна часть потерь в результате оставления на днищах блоков и в междуэтажных целиках, а также разубоживания от верхнего контакта руды с породой по мере увеличения высоты этажа уменьшается (в расчете на 1 т добычи). Другая часть потерь (на лежачем боку, при выемке междукамерных целиков и т.п.) в результате разубоживания от боковых контактов и просачивания мелких пород сквозь руду увеличивается, причем тем больше, чем меньше угол падения, мощность залежи, ширина отбиваемых слоев и чем менее устойчивы породы. В силу этого изменяются себестоимость добычи, срок отработки и извлекаемая ценность добытой рудной массы. Кроме величины затрат на подготовку и очистную выемку, от высоты этажа зависят показатели потерь и разубоживания, а следовательно, и ценность добываемого полезного ископаемого, что не учитывается в приведенных затратах. Для оценки качества нового варианта по сравнению с базовым вариантом по приведенным затратам с учетом возможного изменения извлекаемой ценности добываемой рудной массы может быть применена формула (руб/т)

$$с_{пр}=\left(с_д+E_н К_{уд}\right)\frac{ц_{дб}}{ц_д},$$

где $с_д$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку при новом варианте, руб/т; $К_{уд}$ — удельные капитальные затраты при новом варианте; $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и новом вариантах, руб/т.

Однако в современных экономических условиях и такой критерий недостаточен. Он не учитывает ряд важнейших факто-

ров, что может привести к недооценке перспективных направлений развития технологии добычи. В современных экономических условиях прежде всего необходимо учитывать разновременность капитальных затрат на проходку выработок и эксплуатационных затрат на их поддержание, а также на другие процессы добычи или какую-то их часть. Еще более важно учесть вероятность изменения производственной мощности рудника в связи с изменением запасов блоков и потерь руды, величины вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, что, соответственно, сказывается на себестоимости добычи и величинах годовой и удельной прибыли.

Поэтому в качестве критерия для оптимизации высоты этажа и способов подготовки горизонтов и блоков должна быть принята величина суммы дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени (в том числе за весь жизненный цикл горного предприятия) за вычетом капитальных затрат или ее удельное значение. Необходимо также учесть, что капитальные и эксплуатационные затраты осуществляются, как правило, в разные периоды времени. При этом общий критерий оптимальности для решения задачи определения высоты этажа может быть представлен в следующем виде (руб.)

$$\sum_{t=1}^{T}П_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_р}A_t\left(ц_{д t}-с_{д t}\right)\frac{1}{\left(1+E\right)^{t_р-1}}-$$

$$-\sum_{t=1}^{t_с}К_{с t}\left(1+E_н\right)^{t_с},$$

где $П_{рг t}$ — годовая прибыль в t-й год, руб/год; $T = t_с + t_р$ — общий срок строительства и эксплуатации этажа (группы этажей), лет; $К_{с t}$ — затраты на проходку капитальных и горно-подготовительных выработок в t-й год, руб/год; A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $ц_{д t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; $с_{д t}$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени; $E_н$ — коэффициент, учитывающий банковский процент на кредит; $t_с$ и $t_р$ — время строительства и эксплуатации этажа (группы этажей), лет.

Критерий эффективности может быть использован и в виде удельной прибыли (руб/т)

$$П_р = \sum_{t=1}^{T} П_{рг t} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

Из этих формул видно, что наиболее эффективными вариантами высоты этажа являются те, которые обеспечивают ускорение вскрытия и подготовки запасов, увеличение производственной мощности рудника, снижение затрат и потерь полезных ископаемых, а также повышение качества добываемой рудной массы.

Учет возможного увеличения производственной мощности рудника, изменения потерь и разубоживания, качества добываемого полезного ископаемого, а также разновременности затрат позволяет более правильно оптимизировать параметры вскрытия и подготовки и будет стимулировать развитие технологии горных работ, обеспечивающей ускорение вскрытия и подготовки запасов, более интенсивную разработку месторождения, снижение потерь и повышение качества добываемой рудной массы и производимой из нее конечной продукции.

При разработке крутопадающих месторождений с достаточно устойчивыми вмещающими породами увеличение высоты этажа имеет огромное экономическое значение, особенно при небольшой производственной мощности рудника.

При одной и той же величине активной рудной площади в случае увеличения высоты этажа (по сравнению с каким-то базовым вариантом) можно соответственно сократить количество забоев подготовительно-нарезных работ для подготовки к эксплуатации того же количества запасов, что и при базовом варианте. А число очистных забоев за счет этого можно увеличить, благодаря чему может быть увеличена производственная мощность рудника и снижена себестоимость добычи и переработки. Это особенно важно для малых рудников, на которых доля условно-постоянных затрат достаточно велика.

Определить влияние высоты этажа на производственную мощность рудника можно на основе следующих рассуждений. Допустим, что при какой-то базовой высоте этажа $h_б$ производственная мощность рудника равна $A_б$. При количестве блоков в очистной выемке, равном $N_{об}$ и в подготовке $N_{пб}$, производственная мощность рудника при базовом варианте высоты этажа $h_б$ будет равна

$$A_б = N_{об}P_{об} + N_{пб}P_{пб},$$

где $P_{об}$ и $P_{пб}$ — производственная мощность блока на стадиях очистных и подготовительных работ, т/год.

При другом варианте, например, при увеличении высоты этажа, изменении потерь и разубоживания, а соответственно, и изменении величины запасов блока, можно уменьшить число блоков в подготовке. В частности, если соотношение числа очистных и подготавливаемых блоков $N_{об} : N_{пб} = 1$, а запасы блоков увеличились в $(1 + q)$ раз, то производственную мощность можно увеличить за счет увеличения числа блоков в очистной выемке до величины, равной

$$A = N_{об}P_{об}\left(1+\frac{q}{2}\right) + N_{об}P_{об}\left(1-\frac{q}{2}\right),$$

где q — доля увеличения извлекаемых запасов блока.

Извлекаемые запасы блока при базовом варианте можно определить по формуле (т)

$$Q = \frac{1-П_б}{1-Р_б} M h_б \gamma / \sin\alpha,$$

где $П_б$ и $Р_б$ — потери и разубоживание полезного ископаемого при базовом варианте, доли ед; М — мощность рудного тела, м; $h_б$ — высота этажа при базовом варианте, м; γ — объемная масса руды, т/м³; α — угол падения рудного тела, градусы.

Извлекаемые запасы блока при новом варианте (в частности, с увеличенной высотой этажа) будут равны

$$Q = \frac{1-П}{1-Р} M h \gamma / \sin\alpha,$$

а соотношение запасов

$$1 + q = \Psi = \frac{Q}{Q_1}\frac{(1-П)(1-Р_б)h}{(1-П_б)(1-Р)h_б}.$$

В более общем случае, когда соотношение числа блоков на стадиях подготовки и очистной выемки не равно 1, число очистных блоков при увеличении их извлекаемых запасов в $(1 + q)$ раз определится из условия возможного уменьшения числа блоков в подготовке. В результате увеличения извлекаемых запасов блока при не-

изменной производственной мощности рудника создается резервная рудная площадь, на которой может быть расположено число блоков, равное

$$\Delta N = N_{пб} - \frac{N_{пб}}{1+q} = \frac{qN_{пб}}{1+q}.$$

Одна часть этих блоков может быть выделена для очистных работ, другая часть — для подготовительных работ в соответствии с пропорцией $N_{об}/N_{пб}$ и значением

$$q = \frac{(1-П)(1-Р_б)h}{(1-П_б)(1-Р)h_б} - 1.$$

Число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_о = N_{об} + \frac{qN_{пб}N_{об}}{(1+q)(N_{пб}+N_{об})},$$

а в подготовке

$$N_о = \frac{N_{пб}}{1+q} + \frac{qN_{пб}N_{об}}{(1+q)(N_{пб}+N_{об})}.$$

Допустим, что при базовом варианте число блоков в подготовке равно $N_{пб} = 4$, в очистной выемке $N_{об} = 2$ при общем числе блоков $N = 6$. В этом случае при увеличении высоты этажа вдвое, т.е. когда Ш = 2, число блоков в подготовке для обеспечения того же количества блоков в очистной выемке будет равно

$$N_п = 4/2 + \frac{4 \cdot 4}{2 \cdot 6} = 2 + 1{,}33 = 3{,}33,$$

а в очистной выемке

$$N_о = 2 + \frac{4 \cdot 2}{2 \cdot 6} = 2 + 0{,}567 = 2{,}667.$$

Если при увеличении высоты этажа потери уменьшились также вдвое, например с 20 % до 10 %, то объем извлекаемой рудной массы увеличится в

$$\psi = \frac{2(1-0{,}1)}{1-0{,}2} = 2{,}25 \text{ раза.}$$

Тогда число блоков в подготовке будет равно

$$N_п = 4/2{,}25 + \frac{1{,}25 \cdot 4 \cdot 4}{2{,}25 \cdot 6} = 1{,}77 + 1{,}48 = 3{,}25,$$

а число блоков в очистной выемке

$$N_о = 2 + \frac{1{,}25 \cdot 4 \cdot 2}{2 \cdot 6} = 2 + 0{,}83 = 2{,}83,$$

т.е. на 41 % больше, чем при базовом варианте. При этом можно обеспечить увеличение производственной мощности рудника.

Если при базовом варианте она равна $A_б = N_{об}P_{об} + N_{пб}P_{пб}$, то при новом варианте $A_б = N_оP_{об} + N_пP_{пб}$ (где $P_{об}$ и $P_{пб}$ — производительность блоков на стадиях очистной выемки и подготовки при базовом варианте, т/год).

При Роб = 250 000 т/год и Рпб = 2 500 т/год производственная мощность рудника при базовом варианте равна $A_б = 2 \cdot 250\,000 + + 4 \cdot 2\,500 = 500\,000 + 100\,00 = 510\,000$.

При новом варианте производственная мощность рудника будет равна $A = 2{,}83 \cdot 250\,000 + 3{,}25 \cdot 2\,500 = 707\,000 + 8\,125 = 715\,125$ т/год, т.е. в 1,4 раза больше. Это очень важно в условиях, когда продукция рудника имеет достаточно благоприятные рынки сбыта. Более того, рынок сбыта может быть расширен за счет снижения себестоимости добычи и обогащения путем уменьшения удельных условно-постоянных затрат.

Если себестоимость добычи и переработки при базовом варианте равна $с_{дб}$, то при новом варианте она составит

$$с_д = с_{дб} - ц с_{дб}\left(1 - \frac{A_б}{A}\right),$$

где ц — доля условно-постоянных затрат в себестоимости, доли ед.

При ц = 0,35 и $A_б/A = \frac{512\,000}{715\,125} = 0{,}71$ себестоимость добычи при новом варианте высоты блоков будет равна

$$с_д = с_{дб} - 0{,}35с_{дб}(1 - 0{,}71) = с_{дб}(1 - 0{,}35 \cdot 0{,}29) = 0{,}9\, с_{дб},$$

т.е. на 10 % меньше.

Если учесть, что при увеличении высоты этажа производительность блоков в очистной выемке может значительно вырасти,

то и соотношение числа блоков в подготовке и очистной выемке будет иным. Если производительность очистного блока увеличится в k раз (при прочих равных условиях), то в этом случае резерв блоков при увеличении высоты этажа и извлекаемых запасов в ψ раз определится по формуле

$$N_{пб} = N_{пб}k \Big/ \psi = \frac{N_{пб}(\psi - k)}{\psi},$$

тогда число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_{о} = N_{об} + \frac{(\psi - k)N_{пб}N_{об}}{\psi N},$$

а число блоков в подготовке

$$N_{пб} = N_{пб}k \Big/ \psi + \frac{(\psi - k)N_{пб}N_{об}}{\psi}.$$

Допустим, что при новом варианте производительность очистного блока больше в k = 1,2 раза, то в том же примере число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_{о} = 2 + \frac{(2{,}25 - 1{,}2)2 \cdot 4}{2{,}25 \cdot 6} = 2 + 0{,}62 = 2{,}62,$$

а число блоков в подготовке

$$N_{пб} = 4 \cdot 1{,}2 \Big/ 2{,}25 + \frac{(2{,}25 - 1{,}2)4 \cdot 4}{2{,}25 \cdot 6} = 2{,}13 + 1{,}25 = 3{,}38.$$

Тогда производственная мощность рудника будет равна

$$A = 2{,}62 \cdot 250\,000 \cdot 1{,}2 + 3{,}38 \cdot 2\,500 = 786\,000 + 8\,450 = 794\,450 \text{ т/год},$$

т.е. в 1,56 раза больше, чем при базовом варианте, а себестоимость добычи уменьшится почти вдвое и составит

$$c_{д} = c_{дб}\left[1 - 0{,}35\frac{510\,000}{724\,450}\right] = 0{,}875c_{дб},$$

т.е. на 12,5 % меньше базовой.

Чтобы более объективно сравнить варианты разной высоты этажа необходимо знать не только возможное изменение объема

горно-подготовительных выработок, производственной мощности рудника и себестоимости добычи и переработки, но и иметь в виду, что разными могут быть время подготовки этажа, величина капитальных затрат на выполнение горно-подготовительных работ. Необходимо учитывать разницу во времени выполнения горно-подготовительных и очистных работ.

Экономия от перехода на большую высоту этажа определится по формуле (руб.)

$$Э = \sum_{t=1}^{t_р + t_с} П_{ргt} - \sum_{t=1}^{t_р - t_{сб}} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - c_{дt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} - \sum_{t=1}^{t_с} K_t (1+E_н)^{t_с} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt} \left(ц_{дбt} - c_{дбt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} + \sum_{t=1}^{t_{сб}} K_{бt} (1+E_н)^{t_{сб}}.$$

Входящие в эти формулы показатели извлекаемой ценности добываемой рудной массы должны учитывать разницу вариантов по разубоживанию, а затрат на добычу и переработку — разницу не только в потерях и разубоживании, но и в прямых и условно-постоянных затратах, что особенно важно на рудниках с небольшой производственной мощностью. Должна быть также учтена разница вариантов, касающаяся производственной мощности рудника по рудной массе, по величине затрат времени и средств на подготовку извлекаемых запасов.

Экономия в расчете на единицу добычи (удельная прибыль) определится по формуле (руб/т)

$$Э = \sum_{t=1}^{t_с + t_р} П_{ргt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_э} A_{бt} - \sum_{t=1}^{t_{сб} + t_{рб}} П_{ргбt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}.$$

Часть входящих в эти формулы показателей при базовых и новых вариантах ($A_б$, A, $c_{дб}$, $c_д$ и др.) могут быть определены согласно нормативам или фактическим данным на основе предлагаемых нами формул для определения числа блоков на стадиях подготовительных и очистных работ при разной высоте этажа. Показатели $K_{бt}$ и K_t могут быть установлены на основе календарных планов подготовки горизонтов и блоков при соответствующих значениях скорости проходки выработок и затрат на их проведение и крепление. Показатели $ц_{дб}$, $ц_д$, $c_{дб}$, $c_д$ должны определяться с учетом изменения показателей потерь и разубоживания по

мере изменения высоты этажа, а также изменения стабильности качества добываемой рудной массы.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку рудной массы при базовом варианте, например, применительно к условиям месторождений многокомпонентных руд цветных и благородных металлов могут быть определены (руб/т) по формулам:

$$ц_{дб} = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i\left(1-Р_{бi}\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}ц_{ij} + \sum_{i=1}^{n_б} C_{бi}\left(1-Р_{бi}\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}ц_{бij},$$

$$с_{дб} = \frac{1-Р_б}{1-П_б}\left(A_1+A_2+A_3\right)+A_4+A_5,$$

где n и $n_б$ — число цветных металлов и число благородных металлов в руде балансовых запасов; m — число концентратов, получаемых при обогащении рудной массы; $с_i$ и $с_{бi}$ — содержание i-го цветного и i-го благородного металла в руде балансовых запасов, % и г/т; $П_б$ и $Р_б$ —показатели потерь и разубоживания при базовом варианте, доли ед.; $\varepsilon_{оij}$ и $\varepsilon_{обij}$ — извлечение при обогащении i-го цветного и i-го благородного металла в j-й концентрат, доли ед.; $ц_{ij}$ и $ц_{бij}$ — цена i-го цветного и благородного металла в j-м концентрате, руб/т, руб/г; A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, амортизацию, горно-подготовительные работы в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т; A_4 — затраты на последующие процессы добычи в расчете на 1 т добытой рудной массы, руб/т; A_5 — затраты на обогащение 1 т рудной массы, руб/т.

При новом варианте (с увеличенной высотой блока) извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку определятся по формулам (руб/т):

$$ц_{дб} = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i\left(1-Р\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}ц_{ij} + \sum_{i=1}^{n_б} C_{бi}\left(1-Р_{бi}\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}ц_{бij};$$

$$с_д = \left[\frac{1-Р}{1-П}\left(A_1+A_2+A_3/\psi\right)+A_4+A_5\right]\left[1-\varphi\left(1-A_б/A\right)\right],$$

где $\varepsilon_{оij}$ и $\varepsilon_{обij}$ — извлечение при обогащении i-го цветного и i-го благородного металла в j-й концентрат при новом варианте, доли ед.; $ц_{ij}$ и $ц_{бij}$ — цены i-го цветного и i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т, руб/г; остальные обозначение прежние.

Переход на более высокие блоки в соответствующих условиях позволит получить еще большую экономию, которая возможна и в случае, если перейти на упрощенные схемы подготовки блоков с торцевым выпуском и внедрить скоростные методы проходки горизонтальных и вертикальных выработок: например, вдвое ускорить проходку выработок и, соответственно, вдвое сократить время подготовки, что равноценно увеличению вдвое извлекаемых запасов блока. Однако в каждом конкретном случае необходимо точно установить по данной методике величину эффекта от применения технологии разработки с повышенной высотой блоков. Высота блоков (этажей), при которой будет обеспечена максимальная прибыль, может быть принята за оптимальный вариант. Больше этой высоты увеличивать этаж будет целесообразно только при существенном изменении применяемой техники и технологии горных работ.

11.6. ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ СХЕМ И СПОСОБОВ ПОДГОТОВКИ ГОРИЗОНТОВ

Выбор схемы подготовки горизонтов должен осуществляться одновременно с определением высоты этажа.

В настоящее время используются полевая и рудная подготовки. На большинстве рудников, разрабатывающих жильные месторождения, применяется рудная подготовка, которая в этих условиях имеет определенные преимущества, состоящие прежде всего в том, что при этом способе подготовки меньше объемы проходческих работ. Кроме того, одновременно с проходкой штрека осуществляются разведка рудного тела на уровне горизонта и попутная добыча руды, благодаря чему окупается часть затрат на проходческие работы. Рудная подготовка блоков позволяет достаточно полно изучить параметры и характер жилы на уровне откаточного горизонта.

Однако во время эксплуатации сложных рудных месторождений при очистных работах непосредственно в блоках и особенно при транспортировке руды по основным откаточным штрекам рудная подготовка имеет существенные недостатки, что приводит к весьма нежелательным последствиям. Чтобы поддержать рудные штреки, над ними и под ними оставляют рудные целики, выемка которых либо не осуществляется, либо ведется с большими потерями. Потери в над- и подштрековых

целиках на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, достигают 10—12 %, составляя в среднем 4—8 %. Не менее важно и то, что при рудной подготовке и камерных системах разработки обеспечивается очень плохое проветривание блоков и рудника в целом из-за невозможности надежной изоляции штреков от очистного пространства. Изменчивость направления жил на горизонтах определяет соответствующую изменчивость рудных откаточных штреков, что затрудняет и удорожает проходку. Доставка руды по таким штрекам затруднена, поэтому она малопроизводительна и дорогостояща. Из-за этого ограничиваются производственные мощности рудников.

Полевая подготовка позволяет повысить полноту использования недр, улучшить безопасные условия работы, увеличить интенсивность подготовки и отработки блоков при снижении затрат, что создает реальные предпосылки для значительного увеличения производственной мощности рудника в целом. Часто при полевой подготовке уменьшается длина штреков и обеспечиваются значительно большие скорости подготовки этажей и блоков к эксплуатации, чем при рудной. К тому же, при полевой подготовке в процессе эксплуатации снижаются затраты на транспортировку, вентиляцию и др. Обеспечивается более высокая интенсивность работы блоков и транспорта по прямым и устойчивым выработкам.

В ряде случаев целесообразно даже после отработки блоков с рудной подготовкой проходить дополнительные полевые выработки и вынимать оставленные надштрековые целики. Благодаря этому снижаются не только потери руды, но и затраты на подготовку новых горизонтов.

Разные варианты полевой и рудной подготовки с тупиковой или кольцевой схемами отличаются по объему и скорости ...ния проходческих работ, затратам на проходку и под...работок, по величине потерь и разубоживания ру...проветривания (полевая и рудная), а также по ...блоков и, соответственно, могут обеспе...ственную мощность рудника и величину

...иантов подготовки горизонтов к эксплуата...тены такие важные обстоятельства, как изме...нной мощности предприятия в разные периоды

эксплуатации месторождения, в частности, из-за разного числа блоков в подготовке и очистной выемке, а также из-за оставления охранных целиков у подготовительных выработок, вследствие чего изменятся условно-постоянные затраты и себестоимость добычи и переработки.

Именно поэтому в качестве критерия оценки должна быть принята величина суммы дисконтированной прибыли рудника за расчетный период, в частности, за весь период эксплуатации горизонта или группы этажей, за вычетом капитальных затрат (с учетом процентной ставки за кредит и времени выполнения капитальных работ) на проектирование, строительство горного предприятия и создание необходимых для нормальной работы рудника вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в разные периоды времени. При каком-то базовом варианте подготовки нового горизонта она определится (руб.) по формуле

$$\sum_{t=1}^{T_б} П_{рбгt} = \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt} К_{збt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{\left(1+E\right)^{t_{рб}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{пб}} К_{бt} \left(1+E_к\right)^{t_{пб}},$$

где $П_{рбгt}$ — сумма годовой прибыли и расходов при базовом варианте в t-й год, руб/год; $T_б$ — время жизненного цикла при базовом варианте, лет; $t_{пб}$ — затраты времени на подготовку запасов горизонта, лет; $К_{бt}$ — капиталовложения для выполнения работ по подготовке запасов горизонта (группы этажей) в t-й год, руб; $ц_{дбt}$ и $с_{дбt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $A_{бt}$ — производственная мощность рудника при базовом варианте в t-й год, т/год; $E_{нt}$ — коэффициент, учитывающий плату за использование кредитов в t-й год проектирования и строительства (банковский процент), доли ед.; $К_{збt}$ — коэффициент подтверждения запасов и производственной мощности рудника (входящая в эту формулу извлекаемая ценность также определяется с учетом коэффициента подтверждения содержания металлов в руде).

Величина удельной прибыли при базовом варианте вскрытия и подготовки определится (руб/т) по формуле

$$П_{рб} = \left[\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt} К_{збt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{\left(1+E\right)^{t_{рб}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{пб}} К_{бt} \left(1+E_к\right)^{t_{пб}}\right] \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}.$$

целиках на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, достигают 10—12 %, составляя в среднем 4—8 %. Не менее важно и то, что при рудной подготовке и камерных системах разработки обеспечивается очень плохое проветривание блоков и рудника в целом из-за невозможности надежной изоляции штреков от очистного пространства. Изменчивость направления жил на горизонтах определяет соответствующую изменчивость рудных откаточных штреков, что затрудняет и удорожает проходку. Доставка руды по таким штрекам затруднена, поэтому она малопроизводительна и дорогостояща. Из-за этого ограничиваются производственные мощности рудников.

Полевая подготовка позволяет повысить полноту использования недр, улучшить безопасные условия работы, увеличить интенсивность подготовки и отработки блоков при снижении затрат, что создает реальные предпосылки для значительного увеличения производственной мощности рудника в целом. Часто при полевой подготовке уменьшается длина штреков и обеспечиваются значительно большие скорости подготовки этажей и блоков к эксплуатации, чем при рудной. К тому же, при полевой подготовке в процессе эксплуатации снижаются затраты на транспортировку, вентиляцию и др. Обеспечивается более высокая интенсивность работы блоков и транспорта по прямым и устойчивым выработкам.

В ряде случаев целесообразно даже после отработки блоков с рудной подготовкой проходить дополнительные полевые выработки и вынимать оставленные надштрековые целики. Благодаря этому снижаются не только потери руды, но и затраты на подготовку новых горизонтов.

Разные варианты полевой и рудной подготовки с тупиковой или кольцевой схемами отличаются по объему и скорости выполнения проходческих работ, затратам на проходку и поддержание выработок, по величине потерь и разубоживания руды, по условиям проветривания (полевая и рудная), а также по производительности блоков и, соответственно, могут обеспечить разные производственную мощность рудника и величину годовой прибыли.

При оценке вариантов подготовки горизонтов к эксплуатации должны быть учтены такие важные обстоятельства, как изменение производственной мощности предприятия в разные периоды

эксплуатации месторождения, в частности, из-за разного числа блоков в подготовке и очистной выемке, а также из-за оставления охранных целиков у подготовительных выработок, вследствие чего изменятся условно-постоянные затраты и себестоимость добычи и переработки.

Именно поэтому в качестве критерия оценки должна быть принята величина суммы дисконтированной прибыли рудника за расчетный период, в частности, за весь период эксплуатации горизонта или группы этажей, за вычетом капитальных затрат (с учетом процентной ставки за кредит и времени выполнения капитальных работ) на проектирование, строительство горного предприятия и создание необходимых для нормальной работы рудника вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в разные периоды времени. При каком-то базовом варианте подготовки нового горизонта она определится (руб.) по формуле

$$\sum_{t=1}^{T_б} П_{рбгt} = \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt} К_{збt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{\left(1+E\right)^{t_{рб}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{пб}} К_{бt} \left(1+E_к\right)^{t_{пб}},$$

где $П_{рбг_t}$ — сумма годовой прибыли и расходов при базовом варианте в t-й год, руб/год; $T_б$ — время жизненного цикла при базовом варианте, лет; $t_{пб}$ — затраты времени на подготовку запасов горизонта, лет; $К_{б_t}$ — капиталовложения для выполнения работ по подготовке запасов горизонта (группы этажей) в t-й год, руб; $ц_{дб_t}$ и $с_{дб_t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $A_{б_t}$ — производственная мощность рудника при базовом варианте в t-й год, т/год; $E_{н_t}$ — коэффициент, учитывающий плату за использование кредитов в t-й год проектирования и строительства (банковский процент), доли ед.; $К_{зб_t}$ — коэффициент подтверждения запасов и производственной мощности рудника (входящая в эту формулу извлекаемая ценность также определяется с учетом коэффициента подтверждения содержания металлов в руде).

Величина удельной прибыли при базовом варианте вскрытия и подготовки определится (руб/т) по формуле

$$П_{рб} = \left[\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt} К_{збt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{\left(1+E\right)^{t_{рб}-1}} - \sum_{t=1}^{t_{пб}} К_{бt} \left(1+E_к\right)^{t_{пб}}\right] \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}.$$

Приняв какой-то вариант подготовки за базовый, можно сравнить с ним другие возможные для применения варианты. Формула удельной прибыли для любого другого варианта вскрытия и подготовки (который назовем новым) будет иметь вид (руб/т)

$$П_р = \left[\sum_{t=1}^{t_б} A_t К_{зt} \left(ц_{дt} - с_{дt} \right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} - \sum_{t=1}^{t_п} К_t (1+Е_к)^{t_п} \right] \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_t .$$

Если при каком-то варианте подготовки предусматривается оставление охранных целиков у вскрывающих выработок, то при расчетах должно быть учтено возможное сокращение срока отработки горизонта и производственной мощности предприятия, а также увеличение затрат на добычу и переработку за счет увеличения условно-постоянной части себестоимости.

Разница в прямых затратах двух сравниваемых вариантов подготовки определится по формуле (руб/т)

$$Э = Э_1 + Э_2 + Э_3 + Э_4,$$

где $Э_1$ — разница в затратах на проведение и крепление выработок при полевой и рудной схемах подготовки, руб/т; $Э_2$ — разница в затратах на вентиляцию рудника, установку и ремонт перемычек и другие работы, руб/т; $Э_3$ — разница в затратах на транспортировку руды, руб/т; $Э_4$ — разница в затратах на поддержание выработок, руб/т.

Разница в затратах на проведение подготовительных выработок определится из выражения (руб/т).

$$Э_1 = \frac{L_р v_р c_р}{Q_{бр}} - \frac{L_п v_п c_п + L_з n_з v_з c_з}{Q_{бп}},$$

где $L_р$, $L_п$, $L_з$ — длина приходящихся на один блок рудных штреков, полевых штреков и заездов; n — число заездов, приходящихся на один блок; $Q_{бр}$, $Q_{бп}$ — добыча рудной массы из блока при рудной и полевой подготовке, $(1 - \Delta П)\, Q_{бп} = Q_{бр}$; $\Delta П$ — разница в потерях при рудной и полевой подготовке, доли ед.; $v_р$, $v_п$, $v_з$ — площадь сечения рудного штрека, полевого штрека и заезда, м²; $с_п$, $с_р$, $с_з$ — затраты на проходку 1 м³ полевого штрека, рудного штрека и заезда, руб/м³;

Разница в затратах на вентиляцию, в частности, на установку и ремонт вентиляционных перемычек, на электроэнергию, проходку дополнительных вентиляционных выработок и др., определится по формуле

$$Э_2 = \left[n_р d_р - n_п d_п + (V_{эр} - V_{эп}) Ц_э + V_в c_в \right] \Big/ A_б ,$$

где $n_р$ и $n_п$ — количество перемычек по руднику при рудной и полевой подготовке, руб.; $d_р$ и $d_п$ — затраты на возведение и ремонт одной перемычки при рудной и полевой подготовке, руб.; $V_{эр}$ и $V_{эп}$ — количество электроэнергии, расходуемой на вентиляцию рудника при рудной и полевой подготовке, квт-ч; $Ц_э$ — цена 1 квт-ч электроэнергии, руб.; $V_в$ и $с_в$ — дополнительные объемы проходки вентиляционных выработок при рудной подготовке (м³) и затраты на проходку 1 м³ таких выработок (руб.); $A_б$ — годовая производственная мощность рудника при базовом варианте, т/год.

Разница в затратах на транспортировку руды устанавливается (руб/т) по формуле

$$Э_3 = \frac{1}{2} L_р c_{тр} - \frac{1}{2} L_п c_{тп} ,$$

где $с_{тр}$ и $с_{тп}$ — затраты на погрузку и транспортировку 1 т рудной массы при рудной и полевой подготовке, руб/т-км; $\frac{1}{2} L_р$ и $\frac{1}{2} L_п$ — средняя длина транспортировки рудной массы (км) при рудной и полевой подготовке.

Разница в затратах на поддержание выработок определится по формуле

$$Э_4 = \left[L_р c_{пр} - L_п c_{пп} \right] \varphi_п \Big/ A_б ,$$

где $с_{пр}$ и $с_{пп}$ — затраты на поддержание 1 п.м. выработок при рудной и полевой подготовке, руб/п.м.; $\varphi_п$ — доля горно-подготовительных работ в общем объеме добычи горной массы.

Эффект от увеличения производственной мощности рудника и снижения разубоживания руды можно определить на основе следующих положений. Прежде всего надо установить величину извлекаемых запасов.

С учетом возможного изменения потерь и разубоживания руды подготовленные к эксплуатации за год извлекаемые запасы рудной массы при базовой схеме подготовки запасов горизонта

(блоков) и при увеличенной скорости подготовки (новый вариант) определяются по формулам:

а) при базовом варианте (т/год)

$$Q_б = \frac{(1-П_б)}{(1-Р_б)} t_б M\gamma\beta \Big/ \sin\alpha;$$

б) при новом варианте (т/год)

$$Q = \frac{(1-П)}{(1-Р)} t M\gamma\beta \Big/ \sin\alpha.$$

Соотношение извлекаемой рудной массы из подготовленных запасов составит

$$\psi = \frac{Q}{Q_б} = \frac{(1-П)(1-Р_б)t}{(1-П_б)(1-Р)t_б}.$$

В этих формулах: $Q_б$ и Q — величина извлекаемых запасов рудной массы при базовом и новом вариантах подготовки запасов блоков (этажа), т; $t_б$ и t — время подготовки запасов горизонтов (блоков) при базовом и новом вариантах, доли ед.; $П_б$ и $Р_б$ — потери и разубоживание руды при базовом варианте, доли ед.; П и Р — потери и разубоживание руды при новом варианте, доли ед.; М — горизонтальная мощность рудной залежи, м; β — длина рудной залежи по простиранию (ширина блока), м; γ — объемная масса руды, т/м³; α — угол падения рудной залежи, градусы; ψ — коэффициент, показывающий во сколько раз увеличиваются извлекаемые запасы рудной массы при увеличении скорости подготовки запасов этажа.

При базовом варианте подготовки запасов для нормальной работы рудника необходимо иметь в подготовке $N_{пб}$ блоков, а в очистной выемке $N_{об}$ блоков, и это число блоков обеспечит производственную мощность рудника, равную $A_б$. В случае увеличения скорости подготовки запасов горизонта (блоков) можно в ψ раз уменьшить число блоков в подготовке при новом варианте, достаточное для нормальной работы $N_{об}$ очистных блоков. Оно будет равно $N'_{пб} = N_{пб}/\psi$, а необходимое соотношение числа блоков в подготовке и очистной выемке составит

$$\frac{N_п}{N_о} = \frac{N_{пб}}{\psi N_о}.$$

Производственная мощность рудника без изменения числа очистных блоков будет при этом равна

$$A'_б = N_{об} P_{об} + N_{пб} P_{об}/\psi,$$

где $P_{об}$ и $P_{пб}$ — производительность блоков в стадии очистных и подготовительных работ, т/год.

Эта производственная мощность рудника несколько меньше базовой и равна

$$A'_б = A_б - (\psi - 1) N_{пб} P_{пб}/\psi.$$

При этом общее число блоков в работе будет равно

$$N'_б = N_{пб}(\psi - 1) + N_{об},$$

т.е. меньше, чем при базовом варианте на величину

$$N_{пб} - N_{пб}/\psi = (\psi - 1) N_{пб}/\psi.$$

Данный резерв блоков может быть использован для увеличения числа блоков в очистной выемке и, соответственно, производственной мощности рудника. Для этого необходимо резервное число блоков разделить на очистные и подготовительные не по базовому соотношению, а по новому, т.е. $N_{пб}/\psi N_о$. Тогда число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_о = N_{об} + \frac{(\psi - 1) N_{пб} N_{об}}{\psi N}.$$

Число блоков в подготовке определится по формулам

$$N_п = N - N_о \quad \text{или} \quad N_п = N_{пб} + \frac{(\psi - 1) N_{пб} N_{об}}{\psi N}.$$

Допустим, что при базовом варианте число блоков в подготовке $N_{пб} = 9$, в очистной выемке $N_{об} = 12$ при общем числе $N = 21$. При увеличении скорости подготовки запасов горизонта вдвое, т.е. когда $\psi = 2$, число блоков в подготовке для обеспечения того же количества блоков в очистной выемке будет равно

$$N_п = \frac{9}{2} + \frac{9 \cdot 9}{2 \cdot 21} = 4{,}5 + 1{,}93 = 6{,}43,$$

а в очистной выемке

$$N_o = 12 + \frac{9 \cdot 12}{2 \cdot 21} = 12 + 2{,}57 = 14{,}57.$$

Если при новом варианте подготовки потери руды уменьшились также вдвое, например, с 20 % до 10 %, то объем извлекаемой рудной массы увеличится в

$$\psi = \frac{2(1-0{,}1)}{1-0{,}2} = 2{,}25 \text{ раз}$$

и тогда число блоков в подготовке будет равно

$$N_п = \frac{9}{2{,}25} + \frac{1{,}25 \cdot 9 \cdot 9}{2{,}25 \cdot 21} = 4 + 2{,}14 = 6{,}14,$$

а число блоков в очистной выемке

$$N_o = 12 + \frac{1{,}25 \cdot 9 \cdot 12}{2 \cdot 21} = 12 + 2{,}86 = 14{,}86,$$

т.е. на 24 % больше, чем при базовом варианте. При этом возможно обеспечить увеличение производственной мощности рудника. Если при базовом варианте она равна

$$A_б = N_{об} P_{об} + N_{пб} P_{пб},$$

то при новом варианте

$$A = N_o P_{об} + N_п P_{пб},$$

где $P_{об}$ и $P_{пб}$ — производительность блоков на стадиях очистной выемки и подготовки при базовом варианте, т/год.

При $P_{об}$ = 35 000 т/год и $P_{пб}$ =2 500 т/год производственная мощность рудника при базовом варианте равна

$$A_б = 12 \cdot 35\,000 + 9 \cdot 2\,500 = 420\,000 + 22\,500 = 442\,500 \text{ т/год}.$$

Возможная производственная мощность при увеличении скорости подготовки запасов горизонта вдвое будет равна (если не изменяется производительность очистных блоков)

$$A = 15 \cdot 35\,000 + 6 \cdot 2\,500 = 525\,000 + 15\,000 = 540\,000 \text{ т/год},$$

т.е. в 1,22 раза больше. Это очень важно в условиях, когда продукция рудника имеет достаточно благоприятные рынки сбыта. Более

того, рынок сбыта может быть расширен благодаря значительному снижению себестоимости добычи и обогащения за счет уменьшения удельных условно-постоянных затрат.

Если себестоимость добычи и переработки при базовом варианте равна $c_{дб}$, то при новом варианте она составит

$$c_д = c_{дб} - \varphi c_{дб} (1 - A_б / A),$$

где φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости, доли ед.

При φ = 0,30 и $A_б / A$ = 442 500/540 000 = 0,82 себестоимость добычи при новом варианте подготовки горизонтов и блоков будет равна

$$c_д = c_{дб} - 0{,}3 c_{дб} (1 - 0{,}82) = c_{дб} (1 - 0{,}3 \cdot 0{,}18) = 0{,}946 c_{дб},$$

т.е. на 5,4 % меньше только за счет условно-постоянных затрат.

Если учесть, что при полевой подготовке и кольцевой схеме (по сравнению с рудной подготовкой и тупиковой схемой) на месторождениях средней и большой мощности или при полевой подготовке (по сравнению с рудной) на жильных месторождениях (особенно сложного строения с невыдержанными элементами залегания) производительность блоков в очистной выемке может значительно вырасти, то и соотношение числа блоков в подготовке и очистной выемке будет иным. Если производительность очистного блока увеличивается в k раз, то число блоков в подготовке должно быть соответственно в k раз больше (при прочих равных условиях). В этом случае резерв блоков при увеличении скорости подготовки горизонтов и блоков и извлекаемых запасов в ψ раз определится по формуле

$$N_{пб} - \frac{N_{пб} k}{\psi} = N_{пб} (\psi - k).$$

Тогда число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_o = N_{об} + \frac{(\psi - k) N_{пб} N_{об}}{\psi N},$$

а число блоков в подготовке

$$N_п = \frac{N_{пб} k}{\psi} + \frac{(\psi - k) N_{пб} N_{об}}{\psi N}.$$

Допустим, что производительность очистного блока увеличилась в $k = 1{,}2$ раза, то в том же примере число блоков в очистной выемке будет равно

$$N_о = 12 + \frac{(2{,}25 - 1{,}2) \cdot 9 \cdot 12}{2{,}25 \cdot 21} = 12 + 2{,}4 = 14{,}4,$$

а число блоков в подготовке

$$N_п = \frac{9 \cdot 12}{2{,}25} + \frac{(2{,}25 - 1{,}2) \cdot 9 \cdot 9}{2{,}25 \cdot 21} = 4{,}8 + 1{,}8 = 6{,}6.$$

Производственная мощность

$$A = 14{,}4 \cdot 35000 \cdot 12 + 6{,}6 \cdot 2500 = 604\,800 + 165\,000 = 621\,300 \text{ т/год},$$

т.е. в 1,37 раза больше, чем при базовом варианте, а себестоимость добычи уменьшится и составит

$$c_д = c_{дб}\left[1 - 0{,}3\left(1 - \frac{442\,000}{621\,300}\right)\right] = 0{,}91 c_{дб}.$$

Кроме уменьшения эксплуатационных затрат добыча ранее потерянных руд в надштрековых целиках позволяет при полевой подготовке уменьшить новые капитальные вложения. Например, если ежегодно на вскрытие и подготовку новых запасов (горизонтов) на руднике требуется расходовать новых капиталовложений на сумму $\Delta К_{год}$ или $\Delta К_{год}/A$ (руб/т годовой добычи), то при добыче доли q из ранее потерянной руды эти затраты будут уже не $\Delta К_{год}$, а $\Delta К_{год}(1 - q)$, а экономия новых капиталовложений будет (руб/год)

$$Э_к = \Delta К_{год} - \Delta К_{год}(1 - q) = q \Delta К_{год}.$$

Если на руднике вскрытие и подготовка нового горизонта стоит К = 2 млн руб. новых капиталовложений и горизонт отрабатывается за период $t = 2$ года с годовой производственной мощностью $A_б = 0{,}45$ млн т/год, то в год расходуется

$$\frac{2}{2} = 1 \text{ млн руб. или } \frac{2}{2 \cdot 0{,}45} = 2{,}225 \text{ руб/т}.$$

Если рудник будет часть годовой добычи, равную $q = 0{,}1$, осуществлять за счет извлечения ранее потерянных руд, то годовые затраты новых капиталовложений могут быть уменьшены до

$$(1 - q) = 1 \cdot 0{,}9 \text{ млн руб. или } \frac{0{,}9}{0{,}45} = 2 \text{ руб/т},$$

т.е. на 2,225 – 2 = 0,225 руб/т меньше.

В результате можно будет тратить новых капиталовложений ежегодно на 100 тыс. руб меньше.

Расчеты показывают, что при самом небольшом увеличении добычи, снижении потерь и разубоживания руды благодаря использованию возможностей, которые создаются применением полевой подготовки, с лихвой окупается некоторое увеличение текущих затрат на добычу из-за уменьшения попутной добычи руды при проходке. Особенно важно применять полевую подготовку на предприятиях с высокой ценностью и дефицитностью руд, а также на предприятиях, имеющих недогруженные мощности по добыче и переработке руд.

11.7. ОБОСНОВАНИЕ ЧИСЛА ЭТАЖЕЙ В ГРУППЕ

Наиболее правильно определять число этажей в группе (на один концентрационный горизонт) и высоту этажа одновременно с выбором остальных параметров и схем вскрытия и подготовки, приняв при разных вариантах вскрытия разную высоту этажа. В этом случае одновременно решается вопрос о целесообразности применения концентрационных горизонтов, где обычно оборудуют капитальные околоствольные дворы, устраивают подземные дробильные установки. На остальных этажных горизонтах масштабы этих работ обычно значительно меньше, так как они выполняют роль промежуточных. Обычно на один концентрационный горизонт принимают от одного до четырех промежуточных (например, на шахте Магнетитовой три этажа) с доведением расстояния между концентрационными горизонтами до 150—250 м. В зарубежной практике имеются случаи, когда на один концентрационный приходится до девяти промежуточных горизонтов (450—500 м на медно-цинковом руднике Квемонт в Канаде мощностью 1,5 млн т/год).

Чем больше этажей в группе, тем больше времени требуется на выполнение работ по вскрытию и подготовке запасов к эксплуатации и тем больше величина капитальных затрат на выполнение этих работ до начала эксплуатации. Естественно, что при одинаковой мощности рудника срок окупаемости капиталовложений будет тем больше, чем больше этажей в группе. При увеличении числе этажей в группе возрастут вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы из-за чего вырастут эксплуатационные затраты на поддержание выработок. Вместе с тем, при увеличении числа этажей в группе, где лишь один концентрационный горизонт, могут быть существенно уменьшены удельные капитальные затраты, поскольку на промежуточных горизонтах не надо строить капитальных околоствольных дворов, проходить выработки, аналогичные существующим на концентрационном горизонте, и т.д., хотя необходимо проходить дополнительно капитальные перепускные рудоспуски. Положительными факторами применения группового вскрытия и подготовки этажей являются возможность увеличения производственной мощности рудника и более стабильная его работа.

Критерий для оценки (руб.) базового варианта, когда каждый этаж является концентрационным, т.е. в группе один этаж, имеет вид.

$$\sum_{t=1}^{t_{об}+t_{рб}} П_{рбгt}=\sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)\frac{1}{\left(1+E\right)^{t_{рб}-1}}-\sum_{t=1}^{t_{об}} К_{бt}\left(1+E_{нt}\right)^{t_{об}},$$

где $t_{об}$ — время подготовки первого этажа при базовом варианте, лет; $t_{рб}$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $П_{ргб_t}$ — сумма прибыли и капитальных затрат в t-й год при базовом варианте, руб/год; $A_{б_t}$ — производственная мощность рудника при базовом варианте в t-й год, т/год; $ц_{дб_t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом варианте в t-й год, руб/т; $с_{дб_t}$ — затраты на добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $К_{б_t}$ — величина капиталовложений в подготовку блоков этажа при базовом варианте в t-м году, руб; $E_{н_t}$ — процентная ставка за кредит для выполнения подготовительных работ, доли ед.; E — коэффициент дисконтирования затрат во времени, доли ед.

При новом варианте в случае подготовки одного днища, но с уже пройденными этажными выработками через каждые $h_б$, критерий оценки эффективности имеет вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_p} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\frac{1}{\left(1+E\right)^{t_p-1}}-\sum_{t=1}^{t_c} К_t\left(1+E_{нt}\right)^{t_c},$$

где $t_р$ — расчетное время отработки группы этажей при новом варианте, лет; $t_с$ — время вскрытия и подготовки группы этажей при новом варианте, лет; $П_{ргt}$ — сумма прибыли и расходов в t-й год при новом варианте с увеличенным числом этажей в группе, руб/год; A_t — производственная мощность рудника в t-й год при новом варианте, т/год; $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — извлекаемая ценность и затраты на добычу и переработку рудной массы в t-й год при новом варианте, руб/т; $К_t$ — затраты на вскрытие и подготовку группы этажей в t-м году при новом варианте, руб/год.

Критерии в расчете на единицу добычи (удельная прибыль) определяются по формулам (руб/т)

$$\sum_{t=1}^{t_{об}+t_р} П_{ргбt}\Big/\sum_{t=1}^{t_р} A_{бt},\quad \sum_{t=1}^{t_c+t_р} П_{ргt}\Big/\sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

Часть входящих в эти формулы показателей при базовых и новых вариантах ($A_б$, A, $с_{дб}$, $с_д$ и др.) могут быть определены согласно нормативам или по фактическим данным на основе приведенных далее формул. Показатели $К_{бt}$ и $К_t$ и время их вложения должны определяться с учетом увязки с планом подготовки горизонтов и блоков при соответствующих значениях скорости проходки выработок и затрат на их проведение и крепление. Показатели $с_{дб}$ и $с_д$ должны определяться с учетом изменения показателей, характеризующих затраты, по мере изменения высоты этажей в группе, а также изменения стабильности качества добываемой рудной массы, потерь руды, разубоживания и др.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку рудной массы при базовом варианте, например, применительно к условиям месторождений многокомпонентных руд цветных металлов могут быть определены (руб/т) по формулам

$$ц_{дб}=0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i\left(1-Р_{бi}\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}ц_{бij}+\sum_{i=1}^{n_з} c_{зi}\left(1-Р_{бi}\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}ц_{бij},$$

$$с_{дб}=\frac{1-Р_б}{1-П_б}\left(А_1+А_2+А_3\right)+А_4+А_5,$$

где n и $n_з$ — число цветных металлов и число благородных металлов в руде балансовых запасов; m — число концентратов, получаемых при обогащении рудной массы; c_i — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов, %; $c_{зi}$ — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов, г/т; $П_б$ и $Р_б$ — показатели потерь и разубоживания при базовом варианте, доли ед.; $\varepsilon_{обij}$ и $\varepsilon_{обзij}$ — извлечение при обогащении i-го цветного и благородного металла в j-й концентрат, доли ед.; $ц_{бij}$ и $ц_{бзij}$ — цена i-го благородного и цветного металла в j-м концентрате, руб/г, руб/т; $А_1$, $А_2$, $А_3$ — затраты на погашение геологоразведочных работ, амортизацию, горно-подготовительные работы в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т; $А_4$ — затраты на последующие процессы добычи в расчете на 1 т добытой рудной массы, руб/т; $А_5$ — затраты на обогащение 1 т рудной массы, руб/т.

При новом варианте группового вскрытия и подготовки с одним концентрационным горизонтом извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку определяются по формулам (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i (1-Р)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}ц_{ij} + \sum_{i=1}^{n_з} c_{зi}(1-Р_{бi})\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{озij}ц_{зij},$$

$$c_д = \left[\frac{1-Р_б}{1-П_б}(А_1+А_2+А_3/\psi)+А_4+А_5\right]\left[1-\varphi\left(1-A_б/A\right)\right],$$

где $\varepsilon_{оij}$ и $\varepsilon_{озij}$ — извлечение при обогащении i-го цветного и i-го благородного металла в j-й концентрат при новом варианте, доли ед.; $ц_{ij}$ и $ц_{зij}$ — цены i-го цветного и i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т, руб/г; ψ — коэффициент соотношения удельных капитальных затрат на вскрытие и подготовку при новом $К_{гр}$ и базовом $К_б$ вариантах, $\psi = К_{гр} / К_б$; φ — коэффициент, учитывающий долю условно-постоянных затрат в общих затратах на добычу и переработку рудной массы. Остальные обозначения прежние.

Максимум общего критерия оценки будет соответствовать оптимальному числу этажей в группе, а также оптимальной высоте этажа в случае разных объемов капитальных и эксплуатационных работ на этажах группы.

Капитальные затраты на вскрытие и подготовку группы этажей с одним концентрационным горизонтом могут быть определены по формуле (руб.)

$$К_{гр} = \sum_{1}^{m}(nh_э + h_э)S_с c_с + \sum_{1}^{m}\sum_{1}^{n+1} S_к L_к c_к + \sum_{1}^{n+1} S_ш L_ш c_ш +$$
$$+\sum_{1}^{n-1} h_э S_р c_р + \sum_{1}^{m}\sum_{1}^{n+1} V_о c_о + \sum_{1}^{m} c_{зсо},$$

где $К_{гр}$ — сумма капитальных затрат на вскрытие группы этажей, руб; m — число вскрывающих стволов; n — число этажей в группе; $S_с$, $S_р$, $S_ш$, $S_к$, $V_о$ — площадь сечения ствола, рудоспуска, штрека, квершлага и объем околоствольного двора; $c_с$, $c_р$, $c_ш$, $c_к$, $c_о$ — затраты на проходку 1 м³ ствола, рудоспуска, штрека, квершлага и околоствольного двора, руб/м³; $c_{зсо}$ — стоимость зданий, сооружений, оборудования, руб.

Удельные капитальные затраты равны $К_{уд} = К_{гр} / А$. Суммарные эксплуатационные затраты на транспортировку рудной массы $c_т$, водоотлив $c_в$, подъем и поддержание $c_{под}$ выработок всех n этажей с одним концентрационным горизонтом определяются по формуле

$$С_э = \sum_{1}^{m}(nh_э)c_{пс} + \sum_{1}^{n+1} L_к c_{пк} + \sum_{1}^{n+1} L_ш c_{пш} + \sum_{1}^{n+1} V_о c_о + nh_э c_{пр} +$$
$$+(L_к - nh_э \operatorname{ctg}\alpha)nQ_э c_т + \sum_{1}^{n-1} nh_э \operatorname{ctg}\alpha Q_э c_т \Big/ 100c_{под} +$$
$$+ hQ_э nh_э/100c_{под} + \varphi_п Q_э c_в nh_э/100$$

или в расчете на 1 т рудной массы

$$С_1 = С_э/nQ_э,$$

где $Q_э$ — извлекаемые запасы рудной массы в этаже, т; α — угол падения залежи, градусы; $c_{пс}$, $c_{пк}$, $c_{пш}$, $c_{пр}$ — затраты на поддержание ствола, квершлагов, штреков, рудоспусков, руб/год; остальные обозначения те же, что и в других подразделах этой главы.

Эти затраты должны включаться в зависимости от варианта вскрытия в себестоимость добычи и переработки, соответствующую тому или иному варианту. Если варианты отличаются по времени ввода горизонтов в эксплуатацию, то необходимо учесть фактор времени. Например, если при одном варианте достаточно вскрыть и подготовить один этаж, то время на выполнение работ по вскрытию и подготовке будет минимальным. При вскрытии и подготовке группы из нескольких этажей время до начала эксплуа-

тации будет больше за счет проходки нескольких квершлагов и штреков, более глубоких стволов, а также капитальных рудоспусков до концентрационного горизонта. Эффект за счет более раннего ввода в эксплуатацию при базовом варианте, когда все этажи концентрационные, по сравнению с вариантом вскрытия и подготовки группы этажей, может быть определен по формуле (руб.)

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}(ц_{дбt}-с_{дбt})\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-$$

$$-\frac{1}{(1+E)^{t_с-t_{сб}}}\sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt}-с_{дt})\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}},$$

или, при одинаковой производственной мощности рудника и прочих равных условиях,

$$Э=\left[1-\frac{1}{(1+E)^{t_с-t_{сб}}}\right]\sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_д-с_д)\Big/(1+E)^{t_р-1}.$$

При этом следует иметь в виду, что при новом варианте время вскрытия и подготовки группы этажей может быть разным, в зависимости от порядка отработки этажей (сверху вниз или снизу вверх). По сравнению с базовым вариантом увеличение времени на вскрытие при отработке этажей сверху вниз будет равно (мес)

$$\Delta t_н=\frac{n-n_б}{V_с}+\frac{(n-n_б)h_э}{V_р},$$

а при отработке этажей снизу вверх

$$\Delta t_в=\frac{n-n_б}{V_с},$$

где $n_б$ и n — число этажей в группе при базовом и другом вариантах; $V_с$ и $V_р$ — скорости проходки ствола и рудоспуска, м/мес.

Если, например, в группе пять этажей высотой по 80 м, а при базовом — один, то при отработке этажей в группе сверху вниз

$$\Delta t_н=\frac{4\cdot 80}{35}+\frac{4\cdot 80}{40}=9{,}14+8{,}0=17{,}2 \text{ мес, или } 1{,}43 \text{ года},$$

а при отработке той же группы этажей снизу вверх

$$\Delta t_в=\frac{4\cdot 80}{35}=9{,}14 \text{ мес.}=0{,}76 \text{ года},$$

т.е. на 0,77 года меньше, чем при базовом (сверху вниз) варианте.

Эффект за счет более раннего ввода в эксплуатацию при постоянной производственной мощности рудника и равном при восходящей и нисходящей выемке количестве этажей в группе может быть определен исходя из суммы получаемой при обоих вариантах прибыли с учетом фактора времени по формуле (руб.)

$$Э_в=\left[1-\frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}\right]\sum_{t=1}^{t_р} A(ц_д-с_д)\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}},$$

где $t_р$ — срок существования рудника, лет; A — производственная мощность рудника, т/год.

Максимум критерия суммы дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат на вскрытие и подготовку (с учетом процентной ставки за кредит) будет соответствовать оптимальному числу этажей в группе, а также оптимальной высоте этажа в случае разных объемов капитальных и эксплуатационных работ на этажах группы.

На основе анализа всех этих формул можно сделать вывод, что при групповом вскрытии и подготовке можно увеличить производственную мощность рудника, снизить удельные капиталовложения и эксплуатационные затраты и в условиях многих рудных месторождений обеспечить значительную экономию. Однако в каждом конкретном случае необходимо точно установить по предлагаемой методике величину эффекта от применения технологии разработки с групповым вскрытием и подготовкой.

11.8. УСТАНОВЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ СТУПЕНИ (ШАГА) ВСКРЫТИЯ

Обычно при вскрытии рудных месторождений стволы в первую очередь на первую ступень проходят на 3—4 этажа и более. Последующая углубка стволов ведется не менее чем на 2 этажа, иногда с устройством концентрационных горизонтов через 2—3 этажа. В мировой практике имеются случаи, когда стволы проходятся сразу на 500—1000 м и более, а шаг углубки их составляет от 200—300 м до 1000 м и более, что соответствует 3—5, 10 и более

этажей. Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки (М.: Гипроцветмет, 1986) рекомендуется шаг вскрытия принимать таким, чтобы он обеспечивал работу рудника с проектной производственной мощностью не менее 8—12 лет.

Это имеет определенный смысл, так как лучше разведуется месторождение, больше вскрытые запасы, благодаря чему можно ритмичнее вести эксплуатацию месторождения. Часто снижаются затраты на проходку стволов, так как углубка их во вторую и последующие очереди обходится дороже примерно на 40%. Вместе с тем, следует помнить, что это — расход, иногда раньше времени, капиталовложений и труда. Поэтому вопрос об очередности проходки и углубки стволов может быть решен в каждом конкретном случае на основе детальных технико-экономических расчетов.

Для сравнения обычно выбираются 3—5 вариантов, наиболее пригодных с точки зрения надежности и безопасности, возможности увеличения производственной мощности рудника и отработки перспективных запасов, сроков строительства и т.д. Один из этих вариантов принимается за базовый (рис. 11.17).

Для каждого из вариантов устанавливаются суммарные капитальные и эксплуатационные затраты. К капитальным затратам обычно относятся затраты на строительство зданий, сооружений, приобретение оборудования, а также на проведение капитальных горных выработок: основных, грузоподъемных, вспомогательных и вентиляционных стволов шахт, квершлагов, околоствольных дворов, рудоспусков, уклонов, спиральных съездов, штреков и др.

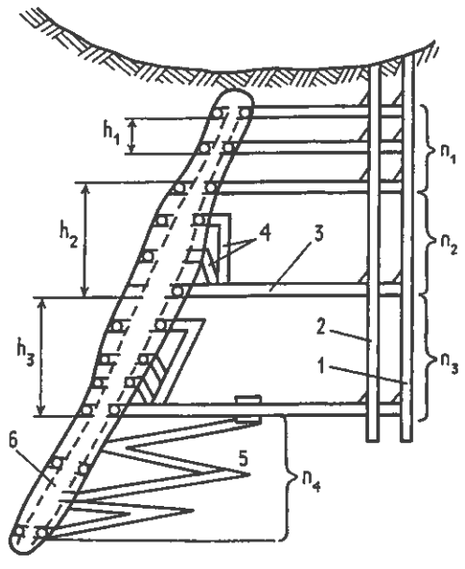


Рис. 11.17. Схема к определению основных параметров вскрытия месторождения при разных вариантах ступени вскрытия:
n_1 — погоризонтный способ вскрытия; n_2 — способ вскрытия через три этажа на концентрационный горизонт; n_3 — способ вскрытия через четыре этажа на концентрационный горизонт; n_4 — вскрытие уклонами под самоходный транспорт; h_1, h_2, h_3 — возможные высоты этажей; 1 — основной ствол; 2 — вспомогательный грузовой ствол; 3 — квершлаг; 4 — рудоспуски; 5 — спиральный съезд; 6 — рудное тело

К эксплуатационным затратам при сравнении способов вскрытия относятся расходы на поддержание горных выработок, откатку и подъем рудной массы, водоотлив, вентиляцию и др.

Важнейшее условие выбора глубины первой ступени (шага) вскрытия — обеспечение проектной производственной мощности рудника, достаточного фронта работ для вскрытия нижних горизонтов при наличии резерва вскрытых запасов не менее, чем на 3 года. Оптимальные ступени вскрытия и углубки обеспечивают минимум суммарных приведенных затрат на полное вскрытие и подготовку всего месторождения с учетом фактора времени вложения затрат и получения результатов разработки, когда

$$S_r = \sum_{i=1}^{r} \sum_{t=1}^{T} (c_i + E_н K_i) \frac{1}{(1+E)^{T-1}} = \min,$$

где r — число ступеней вскрытия; T — срок строительства и отработки месторождения, лет; E — норматив приведения разновременных затрат и результатов; c_i — текущие затраты на i-ю ступень вскрытия, руб.; K_i — коэффициент эффективности капиталовложений в i-ю ступень вскрытия.

Сначала для каждого варианта определялась первоначальная глубина разработки и капитальные затраты первой очереди. Затем объемы капитальных работ по углубке и подготовке новых горизонтов (второй очереди) и соответственно затраты на их выполнение.

Капитальные затраты с учетом фактора времени при одном из вариантов ступеней вскрытия составили

$$\sum_{i=1}^{r} K_i K_в = K_1 + K_2 \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_1}} + K_3 \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_2}} + \ldots + K_r \frac{1}{(1+E_{нп})^{t_к}},$$

где r — число ступеней вскрытия; $K_в$ — коэффициент, учитывающий фактор времени; t_1 — срок, по истечении которого с начала эксплуатации начинает осуществляться первая углубка стволов, лет; t_2, ..., t_r — срок до второй и последующих углубок, лет.

В современных экономических условиях критерий приведенных затрат утратил свое значение. В качестве критерия оценки может быть принята величина суммы дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени отработки месторождения или его участка за вычетом капитальных затрат на вскрытие и подготовку к выемке запасов с учетом разновременности капитальных и эксплуатационных затрат, возможного изменения производственной мощности рудника, а также величины извлекаемой ценности

Коэффициент, учитывающий фактор времени (перед скобками), означает, что эти затраты будут произведены не в текущем году, а спустя t_1 лет.

Капитальные затраты на выполнение работ k-ой очереди определяются соответственно

$$К_к=\frac{1}{(1+E)^{t_к-1}}\sum_{t=1}^{t_{ск}}\left(\sum_{i=1}^{m_к}\frac{H_к}{\sin\alpha}S_у c_у+\sum_{1}^{n_к}L_{к_к}S_к c_к+\sum_{1}^{n_к+1}L_ш S_ш c_ш+\right.$$

$$\left.+\sum_{1}^{r_к}h_э S_р c_р\,(n_к-1)+\sum_{j=1}^{n_к}V_{ок}c_{ок}+c_{зсо}\right),$$

где $H_к$ — шаг углубки стволов к-й очереди, м; $m_к$ и $n_к$ — количество стволов и этажей при проведении работ в к-ю очередь; $t_к$ — время с начала строительства и эксплуатации рудника, по истечении которого начинаются капитальные затраты к-й очереди, лет.

Удельные капитальные затраты определяются по формуле (руб/т)

$$К_{уд}=\sum_{1}^{k}К(1-Р)\Big/A_{год}(1-П).$$

Стоимость проведения и крепления выработок и камер принимается по действующим справочным, нормативным или практическим данным, а стоимость оборудования — в соответствии с ценниками.

Аналогично может быть учтен фактор времени и для приведения эксплуатационных затрат. Приведенные во времени затраты на поддержание выработок первой очереди в течение τ_1 лет определяются по формуле

$$С_{п1}=\sum_{t=1}^{\tau_1}\left[\sum_{i=1}^{m_1}H_1 c_{пс}+\sum_{j=1}^{n_1+1}L_к c_{пк}+\sum_{j=1}^{n_1+1}L_ш c_ш+\sum_{r=1}^{r}h_э c_{пр}\,(n-1)+\sum_{j=1}^{n_1+1}V_о c_{по}\right],$$

где H_1, $L_к$, $L_ш$, $V_о$ — длина выработок первой очереди: стволов, квершлагов, штолен, объем околоствольного двора; $c_{пс}$, $c_{пк}$, $c_{пш}$, $c_{по}$, $c_{пр}$ — стоимость поддержания 1 п.м. ствола, квершлага, штольни, рудоспуска, 1 м³ околоствольного двора, руб.

Затраты на поддержание выработок второй очереди в течение τ_2 лет (через τ_1 лет)

$$C_{п1}=\frac{1}{(1+E)^{\tau_1}}\sum_{t=1}^{\tau_2}\left(\sum_{i=1}^{m_2}H_2 c_{п2}+\sum_{j=1}^{n_2}L_{к2}c_{пк}+\sum_{r=1}^{r_2}h_э c_{пр}\,(n-1)+\right.$$

$$\left.+\sum_{j=1}^{n_2}V_{о2}c_{по}+\sum_{j=1}^{n_2}L_{ш2}c_{по}\right).$$

Аналогично определяются затраты на поддержание выработок 3-й, 4-й и последующих очередей, после чего определяется сумма всех этих затрат (общие приведенные затраты на поддержание выработок).

Затраты на откатку руды по квершлагам и штольням, перепуск руды, ее подъем и водоотлив в течение τ_1 лет первого периода (первой очереди)

$$С_{о1}=\sum_{t=1}^{\tau_1}A\left(c_о+c_ш+c_{под}+c_в+c_р\right).$$

Затраты второго периода составят:

$$С_{о2}=\frac{1}{(1+E)^{\tau=1}}\sum_{t=1}^{\tau_2}A\left(\sum_{1}^{n_2}L_{к_2}c_о+\sum_{1}^{n_2}L_{ш_2}c_ш+\sum_{r=1}^{r_2}h_э c_{пр}\,(n-1)+\right.$$

$$\left.+\frac{H_1+H_2}{100}c_{под}+\varphi\frac{H_1+H_2}{100}c_в\right),$$

где A — производственная мощность рудника, т/год; $c_о$, $c_ш$, $c_р$, $c_{под}$, $c_в$ — затраты на откатку по квершлагу и штольне (руб/т-км), ее перепуск, подъем и водоотлив (на каждые 100 м высоты, руб/т); φ — коэффициент водообильности, м³/т.

Аналогично могут быть найдены затраты третьего и последующих периодов. Затем определяется общая сумма приведенных по времени эксплуатационных затрат всех периодов. Сложив эксплуатационные затраты всех периодов (ступеней вскрытия) и разделив их на общую добычу, можно установить удельные эксплуатационные затраты. Подставив результаты определения суммы капитальных и разницу эксплуатационных затрат в основной критерий, можно найти вариант вскрытия, обеспечивающий максимальную эффективность.

При обосновании максимума прибыли за какой-то расчетный срок, в частности срок отработки месторождения, для выбора варианта шага вскрытия и подготовки необходимо учесть ущерб от потерь или временной консервации запасов руды в охранных

целиках около вскрывающих выработок, ущерб от нарушения или временного отторжения под горные предприятия продуктивных земель, а также ущерб от влияния рудника на окружающую среду. Кроме того, следует учесть экономический эффект за счет более раннего ввода в эксплуатацию рудника и доведения его до проектной мощности. В некоторых случаях должен быть учтен возврат средств за счет реализации руды, попутной добычи от проходки выработок в пределах рудных тел (если объем таких работ достаточно велик).

Экономия от применения варианта шага вскрытия, обеспечивающего увеличение добычи руды и ускорение сдачи в эксплуатацию (руб/т), составит

$$Э_в = \sum_1^t A\left(ц_д - с_д\right)\frac{1}{(1+E)^{t-1}} - \left[\sum_1^{t_б} A_б\left(ц_{дб} - с_{дб}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_б}}\right]\frac{1}{(1+E_{нп})^{\Delta t}},$$

где A, t, $ц_д$, $с_д$ — производственная мощность рудника, срок его службы, извлекаемая ценность и затраты на 1 т добытой рудной массы при варианте вскрытия с большой производительностью и меньшем сроке строительства; $A_б$, $t_б$, $ц_{дб}$, $с_{дб}$ — то же, при базовом варианте вскрытия; Δt— разница в сроках строительства рудника (1-й очереди) при рассматриваемом варианте вскрытия по сравнению с вариантом, при котором срок строительства больше, лет.

При разработке богатых руд даже сравнительно небольшое сокращение сроков строительства рудника, сдачи его в эксплуатацию и увеличение добычи могут оказаться решающими факторами при выборе шага вскрытия.

11.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УЩЕРБА ОТ ОСТАВЛЕНИЯ У ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ

Ущерб от потерь руды в охранных целиках около вскрывающих выработок или от временного оставления этих целиков на какой-то период времени довольно велик и определяется прежде всего величиной уменьшения на этот период производственной мощности рудника. Если площадь горизонтального сечения оставленного целика составляет долю q от общей горизонтальной площади рудной залежи, то и производственная мощность рудника

сократится с $A_б$ до примерно $A_б\,(1 - q)$ т/год. Вместе с тем, при оставлении у вскрывающих выработок охранных целиков могут быть значительно уменьшены объем проходческих работ (например, за счет сокращения длины квершлагов) и соответственно величина капитальных затрат, а также время строительства рудника (шахты), благодаря чему рудник начнет выдавать продукцию несколько раньше, чем при варианте без оставления охранного целика.

Себестоимость добычи руды при уменьшенной мощности рудника увеличится за счет доли φ условно-постоянных затрат, но в тоже время уменьшится за счет снижения части затрат на амортизацию основных фондов и на поддержание выработок, вентиляцию и др. Допустим, что при базовом варианте вскрытия и подготовки (без оставления охранных целиков у вскрывающих выработок) время строительства рудника равно $t_{бс}$ лет, а при варианте или вариантах с оставлением охранных целиков значительно меньше и равно $t_с$ лет, тогда рудник начнет выдавать руду и получать прибыль на $\Delta\, t = t_{бс} - t_с$ лет раньше, чем при базовом варианте вскрытия и подготовки. Если сравнивать эти варианты по прибыли за какой-то одинаковый расчетный период времени, равный $T = t_{сб} + t_{рб}$ лет, то период получения прибыли при базовом варианте будет равен $t_{рб} = T - t_{сб}$. Вполне вероятно, что в первые несколько лет фактор времени будет работать в пользу варианта с оставлением охранного целика. В дальнейшем эффективность вариантов с оставлением целика и без оставления может сравняться, а в силу разницы в извлекаемых запасах срок эксплуатации рудника при варианте без оставления целика может оказаться больше. Значительнее будет и общая сумма получаемой от разработки месторождения прибыли. Поэтому расчет при сравнении двух вариантов вскрытия должен осуществляться как по величине суммы прибыли (за вычетом кредитов на выполнение капитальных работ) за какой-то расчетный период для обоих вариантов, так и по величине общей суммы такой прибыли за весь период отработки месторождения, разный для разных вариантов вскрытия.

Если сравнение осуществляется для оценки схем и параметров вскрытия в течение какого-то расчетного времени, например, периода строительства рудника и первых лет его эксплуатации, в частности, периода окупаемости капиталовложений, то ущерб от оставления целика за $t_ц$ лет составит (руб.)

$$У_ц = \sum_{t=1}^{t_{рб}+t_{об}} П_{ргбt} - \sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{ргt} \text{ или}$$

$$У_ц = \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}\left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right)(1+E)^{-t_{рб}+1} - \sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt} - с_{дt}\right)(1+E)^{-t_р+1} +$$

$$+\sum_{t=1}^{t_с} К_t\left(1+E_н\right)^{t_с} - \sum_{t=1}^{t_{об}} К_{бt}\left(1+E_н\right)^{t_{об}}.$$

В расчете на 1 т добычи ущерб будет равен (руб/т)

$$У'_ц = \left(\sum_{t=1}^{t_{рб}+t_{об}} П_{ргбt} - \sum_{t=1}^{t_р+t_с} П_{ргt}\right) \Big/ \sum_{t=1}^{t_{рб}} A_{бt}.$$

Из-за уменьшения производственной мощности рудника при варианте с оставлением целика себестоимость добычи и переработки руды увеличится и станет равной

$$с_д = с_{дб}\left(1+\frac{\varphi q}{1-q}\right).$$

В этих формулах: $с_{дбt}$, $с_{дt}$ — затраты на добычу и переработку при вариантах производственной мощности рудника без оставления охранного целика руды и с оставлением его в t-й год, руб/т; φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи и переработки, доли ед.; $ц_{дбt}$ и $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы при базовом варианте (без оставления целика) и при варианте с оставлением целика в t-й год, руб/т; $А_{бt}$ и $К_{бt}$ — производственная мощность рудника и капитальные затраты при базовом варианте в t-й год, т/год и руб; A_t и $К_t$ — то же, при новом варианте, т/год и руб.

Суммарный ущерб (руб.) составит

$$У = \sum_{1}^{t_ц} A_{бt}\, У'_ц \frac{1}{\left(1+E_{нt}\right)^{t_ц}},$$

где $t_ц$ — срок оставления целика до его выемки.

В расчете на 1 т рудной массы (для сравнения вариантов вскрытия)

$$У' = У/A_t.$$

Кроме того, количество производимой рудником продукции уменьшается в $A_б ц_{дб}/A_б (1-q) ц_д$ раз, что может привести к ущербу у потребителя (на заводе).

Иногда, особенно при ценных рудах, ущерб от оставления целика может быть настолько велик, что даже на еще действующем руднике целесообразнее погасить ствол, чтобы извлечь целик.

Если в целике руда беднее или богаче, чем в среднем по месторождению, то ущерб от оставления целика будет соответственно меньше или больше, поскольку увеличивается или снижается содержание металла в добытой рудной массе. Оно становится равным $\alpha' = (c - qc_ц)(1 - Р)/(1 - q)$, где c и $c_ц$ — содержание металлов в балансовых запасах в среднем по этажу или месторождению и в запасах, оставленных в целике, % .

Часть ущерба от оставления целика компенсируется, если запасы его через какой-то период времени извлекаются. Эта компенсация равна эффекту от извлечения целика и определится по формуле

$$Э_ц = \frac{1}{(1+E)^{t_ц}}\left[\sum_{1}^{t_р - t_ц}\left(ц_{дt} - с_{дt}\right)A_t \frac{1}{(1+E)^{t-t_ц}}\right],$$

где $t_р - t_ц$ — срок, в течение которого рудник может работать по извлечению запасов целика, лет.

Компенсация от выемки целика может оказаться значительно меньше, чем ущерб от его оставления, так как, во-первых, она будет получена спустя $t_ц$ лет, во-вторых, требует погашения старого ствола и сооружения нового, т.е. перерасхода капиталовложений. К тому же извлечь полностью запасы целика, как правило, не удается. Поэтому в большинстве случае необходимо стремиться к такому решению, чтобы охранные целики не оставлять.

11.10. КОМПЛЕКСНАЯ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДЛЯ ВЫБОРА СПОСОБА ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ С УЧЕТОМ УЩЕРБА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ

Окончательное сравнение вариантов и схем вскрытия, установления рационального шага вскрытия, определение целесообразности концентрационных горизонтов на 2—3 этажа и более и решение других задач вскрытия и подготовки месторождения к

эксплуатации может быть осуществлено при суммировании шести экономических составляющих: 1) капитальных затрат, 2) эксплуатационных затрат, 3) возврата средств от реализации попутной руды, 4) ущерба от потерь или временного оставления руды в охранных целиках, 5) ущерба окружающей среде из-за отторжения земель под горное предприятие и 6) вредного влияния на окружающую природу с учетом фактора времени.

В общем виде комплексная экономико-математическая модель для выбора и оптимизации способов вскрытия и подготовки, а также обоснования их параметров может быть представлена следующим выражением (руб.)

$$\sum_{t=1}^{T+t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) \frac{1}{\left(1+E\right)^{t_р - 1}} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t \left(1+E_{нt}\right)^{t_с} - \sum_{t=1}^{t_р} С_{эt} - \sum_{t=1}^{T+t_в} У_{осt},$$

где A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы и затраты на добычу и переработку без $С_э/A_t$ в t-й год, руб/т; $t_с$ и $t_р$ — сроки строительства и эксплуатации рудника, лет; $t_в$ — время восстановления нарушенных природных ресурсов, лет; $E_{нt}$ — коэффициент, учитывающий банковский процент за кредит в t-й год; $T = t_р + t_с$ — общий срок строительства и эксплуатации рудника, лет; $К_t$ — капитальные затраты в t-й год строительства рудника, лет; $С_{эt}$ — сумма эксплуатационных затрат на поддержание выработок, транспортировку, подъем, водоотлив, вентиляцию в t-й год эксплуатации рудника, руб/год; $У_{осt}$ — ущерб окружающей среде в t-й год, руб.

Удельное значение критерия в общем виде определяется по формуле (руб/т)

$$\sum_{t=1}^{T+t_{рг}} П_{ргt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_t.$$

Общие капитальные затраты в t-й год строительства рудника будут равны $К_t = К_{сt} + К_{квt} + К_{штt} + К_{рt} + К_{одt} + К_{зсо}$, где $К_{сt}$, $К_{квt}$, $К_{штt}$, $К_{рt}$, $К_{оt}$ — затраты на проходку стволов, квершлагов, штреков, капитальных рудоспусков, околоствольных дворов, руб.; $К_{зсо}$ — затраты на строительство надшахтных зданий, сооружений, приобретение основного оборудования, руб.

Капитальные затраты (руб.) исчисляются по следующим формулам:

на проведение стволов

$$К_{сt} = \sum_{i=1}^{m} \left(H_{ci} + h_{зi}\right) S_{ci} с_{ci};$$

на проведение квершлагов

$$К_{квt} = \sum_{i=1}^{m} \sum_{j=1}^{n+1} L_{кij} S_{кij} с_{кij};$$

на проведение штреков

$$К_{штt} = \sum_{i=1}^{m} \sum_{j=1}^{n+1} L_{шi} S_{шi} с_{шi};$$

на проведение капитальных рудоспусков

$$К_{рt} = \sum_{r=1}^{r} \sum_{j=1}^{n-1} h_э S_{рi} с_{рj};$$

на проведение околоствольных дворов

$$К_{одt} = \sum_{i=1}^{m} \sum_{j=1}^{n+1} V_{oij}\, с_{oij};$$

$К_{зсо}$ — капитальные затраты на строительство надшахтных зданий, сооружений, приобретение основного оборудования (руб.)

$$К_{зсо} = \sum_{i=1}^{к} С_{зсоi},$$

где $H_с$ и $h_з$ — глубина ствола и зумпфа, м; $L_к$, $L_ш$ — длина квершлага и штрека, м; $h_э$ — высота этажа, м; $V_о$ — объем околоствольного двора; $S_с$, $S_к$, $S_ш$, $S_р$ — площадь сечения соответственно ствола, квершлага, штрека, рудоспуска, м²; $с_с$, $с_к$, $с_ш$, $с_р$, $с_о$ — стоимость проведения 1 м³ ствола, квершлага, штрека, рудоспуска и околоствольного двора, руб/м³; m, n, l — число стволов, этажей, объектов; r — число рудоспусков.

Общие эксплуатационные затраты в t-й год эксплуатации рудника можно определить по формуле, руб.:

$$С_{эt} = С_{эпс} + С_{эпк} + С_{эпш} + С_{эпод} + С_{эпр} + С_{этк} +$$

$$+ С_{этш} + С_{эпод} + С_{эвод} + С_{эвен},$$

где $C_{эпс}$, $C_{эпк}$, $C_{эпш}$, $C_{эпод}$, $C_{эпр}$ — эксплуатационные затраты на поддержание стволов, квершлагов, штреков, околоствольных дворов, рудоспусков, руб/т; $C_{этк}$, $C_{этш}$ — затраты на транспортировку добытой руды по квершлагу и штреку, руб/т-км; $C_{эпод}$, $C_{эвод}$, $C_{эвен}$ — затраты на подъем 1 т руды и водоотлив 1 м³ воды на каждые 100 м высоты, вентиляцию, руб/т.

Эксплуатационные затраты находят по формулам:

на поддержание стволов

$$C_{эпс}=\sum_{i=1}^{m}(nh_э+h_э)c_{псi};$$

на поддержание квершлагов

$$C_{эпк}=\sum_{j=1}^{n+1}L_{шi}c_{пк};$$

на поддержание штреков

$$C_{эпш}=\sum_{j=1}^{n+1}L_{шi}c_{шi};$$

на поддержание околоствольных дворов

$$C_{эпод}=\sum_{j=1}^{n+1}V_{oj}c_{поj};$$

на поддержание капитальных рудоспусков

$$C_{эпр}= nh_эLc_{пр}.$$

Затраты на транспортировку руды рассчитываются по формулам:

по квершлагу

$$C_{этк}=(L_к - nh_э\operatorname{ctg}\alpha)\,nQc_{тк};$$

по штреку

$$C_{этш}=\sum_{j=1}^{n}Q_эc_{тш}.$$

Затраты на подъем руды и водоотлив воды из рудника —

$$C_{эпод}+C_{эвод}=nQ\frac{nh_э}{100}c_{под}+\varphi Q_э\frac{nh_э}{100}c_{вод}.$$

Удельный критерий базового варианта вскрытия и подготовки определится по формуле (руб/т)

$$П_{рб}=\left[\sum_{t=1}^{t_{рб}}A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)-\sum_{t=1}^{t_{сб}}K_t\left(1+E_{нt}\right)^{t_{сб}}\right.$$
$$\left.-\sum_{t=1}^{t_{рб}}C_{эбt}-\sum_{t=1}^{T+t_в}У_{остt}\right]\Big/\sum_{t=1}^{t_р}A_t.$$

Если при другом варианте вскрытие и подготовка осуществляются дольше, чем при базовом, то критерий будет иметь вид

$$П_р=\left[\frac{1}{(1+E)^{t_с-t_{сб}}}\sum_{t=1}^{t_р}A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{t=1}^{t_с}K_t\left(1+E_{нt}\right)^{t_с}-\right.$$
$$\left.-\sum_{t=1}^{t_р}C_{эt}-\sum_{t=1}^{T+t_в}У_{остt}\right]\Big/\sum_{t=1}^{t_р}A_t.$$

В данной методике важным звеном является определение производственной мощности рудника в зависимости от применяемой системы разработки и величины запасов, оставляемых в охранном целике у вскрывающих выработок, что применительно к условиям крутопадающих рудных месторождений может быть осуществлено по формулам:

а) для базового варианта (без оставления охранного целика)

$$A_б=\sum_{j=1}^{q}\frac{1-П_j}{1-P_j}h_{бrj}\psi_{бj}S_{бj}\gamma K_1K_2;$$

б) для других вариантов

$$A=\sum_{j=1}^{q}\frac{1-П_j}{1-P_j}h_{rj}\psi_jS_j\gamma K_1K_2,$$

где $h_{бrj}$, h_{rj} — годовое понижение горных работ при базовом и другом варианте q-й системы разработки; $S_{бj}$ и S_j — горизонтальная площадь рудных залежей месторождения при базовом и другом варианте, м²; γ — объемная масса руды, т/м³; K_1 и K_2 — коэффициенты, учитывающие мощность и угол падения залежей; q — число систем разработки; $\psi_{бj}$ и ψ_j — доля добычи при базовом и другом варианте q-й системы разработки, доли ед.

Площадь горизонтального сечения рудных залежей с учетом доли запасов в охранных целиках у вскрывающих и подготовительных выработок определяется по формуле (м²)

$$S'_j = \sum_1^{h_э} \left(Q_j S_j - Q_{цj} S_{цj} \frac{ц_{дj}}{ц_{дбj}} \right) \Big/ \sum_1^{h_э} Q_j S_j ,$$

где $h_э$ — число этажей; Q_j и $Q_{цj}$ — объемы залежей, разрабатываемых и оставляемых в охранных целиках при j-й системе разработки; S_j — площадь горизонтального сечения залежей, одновременно разрабатываемых j-й системой разработки, м²; $S_{цj}$ — площадь горизонтального сечения залежей, оставленных в охранных целиках при j-й системе разработки, м²; $ц_{дбj}$ и $ц_{дj}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом (без оставления целика) и других вариантах, руб/т.

Для условий разработки пологопадающих месторождений производственная мощность рудника может быть определена по числу блоков на действующих этажах на стадиях подготовки и очистной выемки также с учетом возможного оставления части запасов в охранных целиках около вскрывающих и подготовительных выработок. При этом должно соблюдаться необходимое для нормальной работы условие оптимального соотношения числа подготовительных и очистных блоков. Производственная мощность рудника при варианте вскрытия и подготовки без оставления охранных целиков руды будет равна (т/год)

$$A_б = N_{пб} P_п + N_{об} P_о ,$$

где $N_п$ и $N_о$ — число блоков в подготовке и очистной выемке; $P_п$ и $P_о$ — производительность блоков на стадиях подготовки и очистной выемки, т/год.

При варианте вскрытия и подготовки с оставлением охранных целиков производственная мощность рудника определится по формуле (т/год)

$$A = N_п P_п + N_о P_о ,$$

где обозначения те же, но для другого варианта вскрытия и, соответственно, другой величины извлекаемых запасов. Если, например, доля запасов, оставленных в охранных целиках, равна q, то

производственная мощность рудника при прочих равных условиях будет равна (т/год)

$$A = (1 - q)\, A_б = (1 - q)\, (N_{пб} P_п + N_{об} P_о).$$

При варианте с оставлением охранного целика может быть сокращен объем проходки горно-капитальных выработок и, соответственно, срок строительства рудника, т.е. когда $t_с < t_{сб}$, то будет меньше его производственная мощность. В этом случае критерий оценки будет иметь вид (руб/т)

$$П_р = \left[\frac{1}{(1+E)^{t_{сб}-t_с}} \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt} \right) - \sum_{t=1}^{t_с} К_t \left(1+E_{нt} \right)^{t_с} - \right.$$

$$\left. - \sum_{t=1}^{t_р} С_{эt} - \sum_{t=1}^{T+t_в} У_{оct} \right] \Big/ A_t .$$

Во всех трех выражениях критерия оптимальности можно учесть возврат средств от попутной добычи. При этом в расчетный период эксплуатации $t_р$ необходимо включить период добычи попутной руды при проходке горно-капитальных и горно-подготовительных выработок, а также объемы добычи в этот период.

Решение комплексной задачи с помощью ручного счета затруднительно, поэтому необходимо применять программирование и вычислительную технику.

Составление программ для решения задачи с помощью вычислительной техники можно осуществлять двумя путями. Чтобы получить представление об экономическом значении различных факторов, алгоритм решения задачи должен быть представлен в виде алгебраической суммы всех затрат, ущербов и эффектов. При этом в программе необходимо выделить соответствующую количеству факторов число подпрограмм. Например, при выделении трех подпрограмм в первую из них целесообразно включить процедуру определения удельных капитальных и эксплуатационных затрат, во вторую — оценку ущерба от вредного влияния горных работ на окружающую среду, а в третью — определение суммы прибыли. Удельные затраты на проходку выработок, строительство надшахтных зданий, сооружений, приобретение основного оборудования, а также на поддержание выработок, транспортировку, подъем руды, водоотлив и вентиляцию можно определить по формуле

$$\sum_{t=1}^{t_c} K_t + \sum_{t=1}^{t_p} C_{эt} = \left\{ \sum_{t=1}^{t_c} \sum_{i=1}^{m} \left[(H_{ci} + h_{зi}) S_{ci} c_{ci} + \sum_{j=1}^{n+1} V_{oj} c_{oj} + (n-1) h_э S_р c_р + \right.\right.$$

$$\left. + \sum_{j=1}^{n+1} L_{кj} S_{кj} c_{кj} + \sum_{j=1}^{n+1} L_{шj} S_{шj} c_{шj} + c_{зсоi} \right] (1+E_н)^{t_c} +$$

$$+ \sum_{t=1}^{t_p} \sum_{i=1}^{m} \left[\sum_{j=1}^{n} \left(L_{кij} c_{кij} + \frac{1}{2} L_{шij} c_{шij} \right) + \frac{(H_{ci} + h_{зi}) c_{подi}}{100} + \frac{(H_{ci} + h_{зi}) \varphi c_{вi}}{100} \right] +$$

$$+ c_{вв} + \sum_{i=1}^{m} \left[(H_{ci} + h_{зi}) c_{зi} c_{псi} + \sum_{j=1}^{n+1} V_{oj} c_{подj} + L_{подj} c_{пкj} + (n-1) h_э c_{пр} + \right.$$

$$\left. \left. + \sum_{j=1}^{n+1} L_{шj} c_{пшj} + c_{пзсоi} \right] \right\} \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_p} A_t ,$$

где m, n — число стволов и количество этажей в одном рудничном поле; H_{ci} , $h_{зi}$ — глубина i-го ствола и зумпфа; $c_{зi}$ — стоимость 1 м³ зумпфа, руб.; $h_э$, $L_к$, $L_ш$, $(n-1)\,h_э$ — высота этажа, длина квершлага, штрека, капитальных рудоспусков; $S_с$, $S_к$, $S_р$, $S_ш$, $V_о$ — площадь сечения ствола, квершлага, капитального рудоспуска, штрека, объем околоствольного двора; $c_с$, $c_к$, $c_р$, $c_ш$, $c_о$ — стоимость проведения 1 м³ ствола, квершлага, капитального рудоспуска, штрека, околоствольного двора, руб/м³; $c_{кт}$, $c_{шт}$, $c_{под}$, $c_в$ — затраты на транспортировку 1 т/км по квершлагу, штреку, на подъем руды, водоотлив на каждые 100 м высоты, руб.; φ — коэффициент водообильности, т/т; $c_{вв}$ — затраты на вентиляцию; $c_{пс}$, $c_{пр}$, $c_{пк}$, $c_{пш}$, $c_{по}$ — стоимость поддержания одного метра ствола, рудоспуска, квершлага, штрека, 1 м³ околоствольного двора, руб/т, руб/м³; $c_{зсо}$, $c_{пзсо}$ — соответственно стоимость строительства подшахтных зданий, сооружений, приобретение оборудования и стоимость поддержания; A_i, t_i — производственная мощность рудника при i-м варианте размеров целика (т/год) и срок его службы, лет; $E_н$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку за кредит для выполнения работ.

Во всех трех подпрограммах должна быть определена производственная мощность рудника в зависимости от применяемых систем разработки, а также величины и качества запасов, оставляемых в охранном целике у вскрывающих выработок, что может

быть осуществлено по ранее приведенным формулам для базового (без оставления охранного целика) и других вариантов.

Показатель для второй подпрограммы может быть установлен на основе методики оценки ущерба окружающей среде.

Важнейшим этапом в третьей подпрограмме должно быть определение извлекаемой ценности добываемой рудной массы, которая может изменяться в зависимости от величины и качества запасов руды, оставляемой в охранном целике, от применяемой системы разработки и присущей ей величины разубоживания, а также величины полных эксплуатационных затрат на добычу и переработку, отнесенных на 1 т добываемой рудной массы.

Входящая в ранее приведенные формулы величина извлекаемой ценности добываемой рудной массы при любом варианте вскрытия в зависимости от потерь в охранном целике и применяемых систем разработки в частном случае может быть определена (руб/т) по формулам:

а) для рудников цветной металлургии

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{d} \sum_{k=1}^{1} 0{,}01 \frac{(c_k - q_i c_{kцi})}{(1-q_i)} (1 - P_j)\, \varepsilon_{ijk} ц_{ijk};$$

б) для железорудных шахт

$$ц_д = \sum_{i=1}^{n} \sum_{j=1}^{d} \frac{(c_k - q_i c_{kцi})}{(1-q_i)} (1 - P_j) \frac{\varepsilon_{ij}}{\beta_{ij}} ц_{ij},$$

где c_k — содержание k-го металла в балансовых запасах руды, %; $c_{kцi}$ — содержание k-го металла в руде охранного целика при i-м варианте его размеров; q_i — i-й вариант размеров (доли в общих запасах) охранного целика, доли ед.; P_j — разубоживание руды при j-й системе разработки, доли ед.; ε_{ijk} — извлечение k-го металла при переработке рудной массы, добытой j-й системой разработки, при i-м варианте размеров охранного целика и качества оставленной в нем руды; $ц_{ijk}$ — отпускная цена k-го металла в конечном продукте переработки рудной массы, добытой j-й системой разработки, при i-м варианте размеров и качества руды охранного целика, руб/т; ε_{ij}, β_{ij}, $ц_{ij}$ — извлечение при обогащении, содержание в концентрате и отпускная цена концентрата при переработке рудной массы с со-

держанием железа c_k, добытой при применении j-й системы разработки и i-м варианте размеров охранного целика и качества оставленной в нем руды; n — число вариантов размеров охранного целика; d — количество систем разработки на руднике.

Если при каком-то варианте вскрытия срок строительства значительно меньше, то в сравниваемые показатели необходимо включить сумму, равную годовой прибыли рудника за этот срок, и вычесть ее из общей суммы капитальных и эксплуатационных затрат.

После экономического сравнения окончательный выбор способа и очередности вскрытия осуществляется с учетом интересов отрасли и организационно-технических факторов (срок строительства и наличие средств, возможность отработки перспективных запасов, затраты труда и наличие рабочей силы и т.д.). Следует обратить внимание на большое значение уменьшения сроков строительства шахт и освоения их проектной производственной мощности.

ГЛАВА 12

ОПТИМИЗАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

12.1. ВАЖНОСТЬ ПРАВИЛЬНОГО ВЫБОРА И СРАВНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Правильный выбор систем разработки — главный, стержневой фактор, полностью определяющий облик горно-рудного предприятия, его производственную мощность и эффективность.

В практике работы горно-рудных предприятий и проектных институтов известно немало случаев, когда обоснованное, правильное изменение систем разработки в короткий срок приводило к резкому улучшению всех технико-экономических показателей работы рудника. Примером могут служить горно-рудные предприятия Рудного Алтая (Лениногорские, Зыряновские и др.), где благодаря широкому переходу в 50-х гг. на системы с массовым обрушением руды не только увеличились масштабы добычи, производительность труда, но и снизилась себестоимость добычи, а также значительно расширились запасы полезных ископаемых, поскольку оказалось целесообразной и экономически выгодной разработка запасов, ранее считавшихся забалансовыми. Имеется и ряд других примеров правильного выбора систем и технологии разработки. Так, на крупных месторождениях и рудниках (Таштагол, рудники ПО «Апатит», Каз, Абакан, шахта Магнетитовая, шахты Джезказгана и Миргалимсая, шахта им. Губкина и др.) благодаря правильному выбору систем достигнута самая высокая в стране производительность труда (от 10 до 25 т/смену). Удачный выбор систем разработки на сравнительно небольших по производственной мощности рудниках позволил повысить за короткий срок производительность труда в 1,5—2 раза.

Большое значение имеют и применяемые при той или иной системе разработки технология горных работ и технологическое оборудование. Так, переход на шахтах Джезказгана на системы разработки с самоходным буровым и погрузочно-доставочным оборудованием при тех же камерно-столбовых системах позволил за 25 лет увеличить производительность труда забойных рабочих в 7—8 раз. Опыт 56 рудников цветной металлургии, которые обеспечивали 46 % общей добычи, показал, что самоходное оборудование позволяет в 1,5—2 раза увеличить производительность труда забойных рабочих и довести ее на лучших рудниках до 15—25

т/смену. На проходческих работах благодаря применению самоходного оборудования производительность труда увеличилась в 3—4 раза, а скорость проходки выработок — в 2—2,5 раза.

Вместе с тем, в практике немало примеров того, как неправильный выбор систем оборачивался или резким ухудшением безопасности, или снижением эффективности разработки, либо тем и другим вместе. Так, на Текелийском руднике из-за перехода на систему этажного самообрушения начался эндогенный пожар, что привело не только к ухудшению безопасности рудника и технико-экономических показателей, но и к резкому снижению добычи. Положение было исправлено только после перехода на систему с твердеющей закладкой. На Тишинском руднике несколько лет применялась камерно-целиковая система с закладкой, но потери и разубоживание оставались большими. И только при переходе на отработку камер подэтажами и на слоевую выемку они уменьшились. На очень многих рудниках низкие технико-экономические показатели — результат того, что системы разработки выбираются без комплексного учета их влияния на полноту использования сырьевой базы и всю совокупность процессов добычи, а также последующие процессы обогащения и металлургического передела. Вместе с тем, даже небольшая методическая ошибка при решении этой задачи может нанести огромный ущерб.

Системы разработки существенно влияют на величину и степень использования запасов месторождения, на размеры площади земной поверхности, нарушаемой или занимаемой рудником, определяя все основные технико-экономические показатели рудника: его производственную мощность, себестоимость добычи, производительность труда, потери и разубоживание руды и др. Затраты непосредственно на системы разработки составляют около половины себестоимости добычи руды. Кроме того, большая часть других затрат по руднику, а частично и по обогатительной фабрике (в расчете на металл) также определяется принятой системой разработки. Расходы на добычу руды, например, в цветной металлургии, составляют более 50 % общей суммы капитальных и текущих затрат на производство металлов. В медной, свинцовой и цинковой промышленности они достигают 50—60 %, в ртутной и оловянной — 85—90 % вследствие весьма малого (от 0,08 до 4 %) содержания металлов в рудах и высокой себестоимости добычи.

Большая часть затрат труда также приходится на стадию добычи. Так, на Джезказганском ГМК, где разрабатываются достаточно богатые руды с применением высокопроизводительной технологии горных работ и в благоприятных горно-геологических условиях, на добыче занято 61,4 % рабочих, тогда как на обогащении — 15,4 % и на металлургическом переделе — 23,2 % от общего числа работающих на комбинате.

От системы разработки зависит также степень стабильности качества поступающей на обогащение рудной массы, что значительно влияет на извлечение металлов в концентраты.

Кроме того, на стадии добычи руды или в зависимости от этой стадии и стадии обогащения во многих случаях теряется наибольшая часть полезных ископаемых (по сравнению с потерями металлов на стадии металлургического передела). При этом довольно значительные потери металлов при обогащении и металлургическом переделе являются следствием влияния качества ведения горных работ (разубоживание руды, как известно, полностью определяется только выбранной системой разработки).

Каждые 10 % разубоживания медных, полиметаллических, вольфрамовых и сурьмяных руд приводят к снижению извлечения этих металлов при обогащении на 1,5—3 %, а ртутной руды при металлургическом переделе — на 2—2,5 %. На 1,5—2 % снижается содержание цветных металлов в концентратах.

В черной металлургии доля затрат на добычу в себестоимости конечной продукции (чугун, сталь) значительно меньше в силу того, что в железных рудах содержание железа по сравнению с содержанием цветных металлов значительно больше (от 30 до 60 %), а себестоимость добычи железных руд значительно меньше, чем цветных. Однако влияние на последующие процессы здесь больше, чем в цветной металлургии. Каждые 10 % разубоживания руды на железорудных шахтах Урала приводят к снижению извлечения при обогащении на 5—7 % и снижению качества концентратов на 2—5 %, что влечет соответствующее резкое увеличение затрат при металлургическом переделе. Если железная руда поступает сразу на металлургический завод, то значение качества добываемой рудной массы в несколько раз выше. В частности, примешивание к руде породы на железорудных шахтах приводит к ущербу на металлур-

гических заводах в 5—10 раз большему, чем затраты на выделение этой породы при обогащении. Если породы содержат большое количество диоксида кремния (SiO_2), то разубоживание приводит к еще большему ущербу. Снижение содержания SiO_2 в товарной железной руде на 8—10 % (относительных) вызывает падение производственной мощности домны на 25 %, а также значительный рост расхода кокса и флюсов.

Еще хуже, когда разубоживание руды происходит закладочным материалом, содержащим цемент и другие вяжущие. Так, на одном из редкометалльных рудников разубоживание руды цементом всего на 1 % приводит к нарушению обогатительного процесса. На Текелийском, Гайском, Зыряновском ГОКах, Лениногорском, Иртышском, Запорожском и других комбинатах разубоживание закладочным материалом на 1 % снижает извлечение при обогащении примерно на 0,7—1 %.

В условиях острого дефицита в обеспечении некоторых металлургических заводов (в частности, Среднего и Южного Урала, где только на Магнитогорский металлургический комбинат ежегодно завозили с КМА примерно 8 млн т руды, более 1 млн т доставляли на Нижне-Тагильский металлургический комбинат) местным железорудным сырьем очень велико влияние качества рудной массы на транспортные затраты по доставке руды и концентратов до металлургических заводов. Транспортные расходы в 3—4 раза превышают затраты на добычу, в связи с чем велика доля непроизводительных затрат на перевозку находящихся в рудной массе и концентратах пород.

Велико значение систем разработки при выборе способа вскрытия месторождения, места расположения промплощадки и др. Например, при системах с твердеющей закладкой можно существенно уменьшить длину квершлагов, а также площадь земельного отвода, занимаемую предприятием, его отвалами и хвостохранилищами и тем самым снизить ущерб, наносимый народному хозяйству, а также сократить расходы на поддержание выработок и на их преждевременную проходку. Концентрация горных работ по подготовке и очистной выемке на меньшем количестве блоков позволяет, как правило, сократить общерудничные затраты на вентиляцию, водоотлив, рудничный транспорт, поддержание коммуникаций и др. Для обеспечения одной и той же производственной

мощности рудника при разных системах разработки требуется разное количество действующих проходческих и очистных забоев, разный фронт работ и протяженность выработок.

В связи с разными возможностями систем разработки для достижения той или иной интенсивности отработки рудных залежей и их участков (производительность блоков на разных стадиях горных работ) от принятой системы разработки в большой степени зависит производственная мощность рудника, а значит, и довольно значительная величина общерудничных и общекомбинатовских расходов.

В случае невозможности или нецелесообразности увеличения производственной мощности рудника применение систем разработки, повышающих интенсивность горных работ, позволяет значительно уменьшить опережение вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок и тем самым снизить затраты на добычу. Поэтому при выборе и сравнительной оценке систем разработки рудных месторождений нельзя рассматривать систему как некоторую схему ведения горных работ или только как определенную совокупность и последовательность выполнения процессов подготовки, нарезки и очистной выемки в пределах выемочного блока.

При выборе конкурентоспособных систем разработки необходимо не только учитывать горные работы в пределах блока, но и иметь в виду разницу в необходимом опережении разведочных, вскрывающих, подготовительных и нарезных работ, в объеме опережающих очистные работы разведочных, вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок, во времени их поддержания и затратах на их проведение. При сравнении разных вариантов систем разработки, например, этажного принудительного обрушения, целесообразно учесть разный объем и время бурения взрывных скважин до начала отбойки и выпуска руды, т.е. работ непосредственно по выдаче руды из блока. Эта разница при двух- и одностадийной выемках может оказаться весьма значительной. Разной будет и величина замороженных или омертвленных средств. На вновь строящемся руднике системы с наименьшим объемом подготовительно-нарезных выработок и с большей интенсивностью работ позволяют быстрее ввести рудник в эксплуатацию, что для богатых руд особенно важно. Следует обязательно учитывать возможность при той или иной системе разработки увеличения запасов руды (за счет вовлечения в эксплуатацию забалансовых

руд), изменения (усовершенствования) способов вскрытия, подготовки и эксплуатационной разведки. Необходимо также увязывать систему разработки не только с процессами доставки, подъема, транспортировки, переработки, но и с поверхностным комплексом, имея в виду охрану окружающей среды, рациональное использование природных ресурсов и рекультивацию земной поверхности.

Основой правильного выбора и оценки технологических схем горных работ в любой отрасли горной промышленности является их классификация. Главным в любой классификации должно быть наличие существенного единого для всех классов признака.

12.2. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Для выбора и оценки систем разработки рудных месторождений необходимо правильно учесть важнейшие факторы, влияющие на их безопасность и эффективность. Это требует применения соответствующей современному состоянию горных работ классификации систем разработки. В качестве классификационного признака наиболее часто принимают состояние очистного пространства.

В горно-рудной промышленности состояние выработанного (очистного) пространства в период очистных работ можно характеризовать следующим образом: 1) оно остается открытым, и это состояние обеспечивается благодаря выбору устойчивых параметров обнажений и оставлению опорных и барьерных целиков; 2) оно заполнено частично или полностью закладочным материалом; 3) в нем располагается тот или иной вид крепления; 4) оно заполнено временно или постоянно замагазинированной рудой; 5) оно заполнено обрушенными породами; 6) на разных стадиях горных работ состояние очистного пространства может быть различным и, в целом, по блоку может характеризоваться различными сочетаниями из первых случаев.

Принимая в качестве классификационного признака состояние очистного пространства во время очистных работ и учитывая современное состояние теории и практики горных работ, все системы разработки могут быть разделены на следующие шесть классов:

1) с открытым очистным пространством;

2) с обрушением пород в очистном пространстве;

3) с закладкой очистного пространства;

4) с магазинированием руды в очистном пространстве;

5) с креплением в очистном пространстве;

6) комбинированные системы разработки.

В качестве второго общего для всех систем разработки существенного признака целесообразно принять характеристику рабочего места, где в процессе добычи находятся рабочие — в открытом очистном пространстве или в подготовительно-нарезных выработках ограниченных размеров под прикрытием надежной крепи. Данный признак вполне объективно характеризует степень безопасности работ и комфортности условий при каждой системе разработки.

По этому признаку каждый класс может быть разделен на два подкласса. В определенной степени он может характеризовать и экономичность той или иной системы. Системы разработки в каждом классе в дальнейшем могут быть разделены на основе признака, наиболее важного для того или иного класса. Например, в классе систем с закладкой — по виду закладочного материала и способа закладки; в классе систем с обрушением — по порядку и способу выпуска руды и обрушения налегающих пород; в классе систем с креплением — по виду крепи и способу крепления. Варианты систем разработки по отдельным классам и подклассам могут различаться по таким признакам как способы отбойки руды, подготовки блоков, выпуска и транспортировки рудной массы, раздельная или валовая выемка, схема и порядок подготовки и отработки блоков на всех этапах разработки запасов.

Комбинированные системы разработки могут быть разделены на подклассы в зависимости от классов систем, применяемых на разных стадиях отработки блоков (камер, целиков). Например, если при отработке камер применяется система подэтажных штреков, а при отработке целиков — система подэтажного обрушения, то такая система может быть отнесена в подкласс с двумя признаками. К тому же классу может быть отнесена система слоевого обрушения, которая характеризуется двумя признаками (с креплением и с обрушением). Если при отработке камер используется система с креплением и закладкой, а при выемке целиков — система слоевого обрушения, то эта система может быть отнесена в подкласс с тремя признаками. Применительно к условиям рудных месторождений одна из возможных классификаций систем разработки приведена в табл. 12.1.

Таблица 12.1

Классификационная система разработки

Классы систем	Подклассы систем	Системы разработки	Варианты систем разработки
1. С открытым очистным пространством	1.1. С выполнением работ из подготовительно-нарезных выработок	1.1.1. Этажно-камерная	1.1.1.1. С послойной отбойкой вертикальными скважинами
			1.1.1.2. С отбойками горизонтальными скважинами
			1.1.1.3. С отбойкой пучками вертикальных скважин
		1.1.2. Подэтажных штреков	1.1.2.1. С выемкой вкрест простирания
			1.1.2.2. С выемкой по простиранию
			1.1.2.3. С подэтажной выемкой жил
	1.2. С выполнением работ в очистном пространстве	1.2.1. Камерно-столбовая	1.2.1.1. С расположением камер по восстанию
			1.2.1.2. С расположением камер по простиранию
		1.2.2.Сплошная	1.2.2.1. С выемкой по простиранию
			1.2.2.2. С выемкой по восстанию
		1.2.3. Камерная	1.2.3.1. Выемка обособленных рудных тел
			1.2.3.2. Системы камер
2. С обрушением пород в очистное пространство	2.1. С выполнением работ из подготовительно-нарезных выработок	2.1.1. Этажное принудительное обрушение	2.1.1.1. С выпуском руды через днище
			2.1.1.2. С торцовым выпуском руды
		2.1.2. Подэтажное обрушение	2.1.2.1. С выпуском руды через днище
			2.1.2.2. С торцовым выпуском руды
			2.1.2.3. С выпуском руды под гибким разделяющим перекрытием
	2.2. С выполнением работ в очистном пространстве	2.2.1. Сплошная система с обрушением	2.2.1.1. С выемкой по простиранию
			2.2.1.2. С выемкой по восстанию

Продолжение таблицы 12.1

Классы систем	Подклассы систем	Системы разработки	Варианты систем разработки
3. С закладкой очистного пространства	3.1. С выполнением работ из подготовительно-нарезных выработок	3.1.1. Этажно-камерная с закладкой	3.1.1.1. С полной твердеющей закладкой
			3.1.1.2. С разнопрочной (твердеющей и сухой или гидравлической) закладкой
			3.1.1.3. С сухой закладкой
			3.1.1.4. С сухой и гидравлической закладкой с последующей инъекцией цементным раствором
			3.1.1.5. С неполной (частичной) твердеющей закладкой
		3.1.2.Подэтажно-камерная с закладкой	3.1.2.1. С полной твердеющей закладкой
			3.1.2.2. С разнопрочной закладкой
			3.1.2.3. С неполной закладкой
	3.2. С выполнением работ в очистном пространстве	3.2.1. Горизонтальными слоями с закладкой	3.2.1.1. С сухой закладкой снизу вверх
			3.2.1.2. С полной твердеющей закладкой снизу вверх
			3.2.1.3. С полной твердеющей закладкой сверху вниз
			3.2.1.4. С закладкой от подрывки боковых пород
			3.2.1.5. С частичной твердеющей закладкой сверху вниз
		3.2.2. Наклонными слоями с закладкой	3.2.2.1. С сухой закладкой
			3.2.2.2. С твердеющей закладкой и восходящей выемкой
		3.2.3. Вертикальными прирезками	3.2.3.1. С полной твердеющей закладкой
			3.2.3.2. С частичной твердеющей закладкой
		3.2.4. Однослоевая с закладкой	3.2.4.1. С гидрозакладкой
			3.2.4.2. С твердеющей закладкой
			3.2.4.3. С сухой закладкой и раздельной выемкой для тонких и крутых жил
			3.2.4.4. С сухой закладкой породами, отбиваемыми раздельно

Продолжение таблицы 12.1

Классы систем	Подклассы систем	Системы разработки	Варианты систем разработки
		3.2.5. Сплошная система с закладкой	3.2.5.1. С выемкой по простиранию 3.2.5.2. С выемкой по восстанию
4. С магазинированием руды в очистном пространстве	4.1. С выполнением работ из подготовительно-нарезных выработок	4.1.1. С отбойкой из выработок	4.1.1.1. Горизонтальными и наклонными скважинами 4.1.1.2. Минными зарядами 4.1.1.3. Шпурами из восстающих с полков и скважинами
	4.2. С выполнением работ в очистном пространстве	4.2.1. С отбойкой из магазинов	4.2.1.1. Горизонтальными и вертикальными шпурами 4.2.1.2. С частичным магазинированием 4.2.1.3. Со сплошным магазинированием
5. С креплением в очистном пространстве	5.1. С выполнением работ в очистном пространстве	5.1.1. С поддерживающей деревянной и каменной крепью	5.1.1.1. С распорной деревянной крепью 5.1.1.2. С рамной крепью 5.1.1.3. С костровой и камерной крепью 5.1.1.4. С креплением бетонными блоками
		5.1.2. С механизированной крепью	5.1.2.1. С комплексно-механизированной крепью 5.1.2.2. С креплением надувной или водонаполненной крепью
		5.1.3. С крепью, укрепляющей массив	5.1.3.1. С металлической, железобетонной и штанговой крепью 5.1.3.2. С набрызг-бетонной крепью 5.1.3.3. С укреплением пород смоло-инъекцией, цементным раствором и т.п.
6. Комбинированные	6.1. Комбинация систем двух классов	6.1.1. С открытым очистным пространством и обрушением целиков	6.1.1.1. Камерно-столбовая с выемкой целиков обрушением через подготовительные выработки 6.1.1.2. Сплошная с выемкой целиков обрушением 6.1.1.3. Подэтажных штреков с обрушением целиков

Продолжение таблицы 12.1

Классы систем	Подклассы систем	Системы разработки	Варианты систем разработки
		6.1.2. С открытым пространством и креплением	6.1.2.1. Камерно-столбовая с креплением кровли штангами, набрызг-бетоном и т.п. 6.1.2.2. Сплошная с креплением штангами, набрызг-бетоном и др., с распорной и другой поддерживающей крепью
		6.1.3. С креплением и закладкой	6.1.3.1. С закладкой слоями сверху вниз с креплением заходок рамами 6.1.3.2. С закладкой слоями снизу вверх с креплением станковой крепью
		6.1.4. С магазинированием руды и креплением	6.1.4.1. С магазинированием руды и креплением распорной крепью 6.1.4.2. С магазинированием руды и креплением висячего бока штангами
		6.1.5. С креплением и последующим обрушением	6.1.5.1. Длинными столбами с креплением и обрушением пород кровли 6.1.5.2. Короткими столбами с креплением и обрушением кровли 6.1.5.3. Слоевое обрушение с выемкой заходками 6.1.5.4. Слоевое обрушение с выемкой лавами
		6.1.6. С открытым очистным пространством и магазинированием (в камерах)	6.1.6.1. Камерно-столбовая с временным магазинированием руды на почве камер для отбойки верхней части камер 6.1.6.2. Сплошной с временным магазинированием руды на почве камер
	6.2. Комбинация систем трех классов	6.2.1. С открытым очистным пространством с закладкой камер и выемкой целиков массовым обрушением	6.2.1.1. Камерно-столбовая с закладкой камер и выемкой целиков обрушением 6.2.1.2. Сплошная с закладкой камер и выемкой целиков обрушением 6.2.1.3. Подэтажных штреков с закладкой камер и выемкой целиков обрушением

Продолжение таблицы 12.1

Классы систем	Подклассы систем	Системы разработки	Варианты систем разработки
			6.2.1.4. Этажно-камерная с закладкой камер и выемкой целиков обрушением
		6.2.2. С магазинированием руды, закладкой камер и массовым обрушением целиков	6.2.2.1. С магазинированием руды, закладкой камер и выемкой целиков системой с открытым забоем
			6.2.2.2. С магазинированием руды, закладкой камер и выемкой целиков подэтажными штреками
		6.2.3. С магазинированием руды, закладкой камер и массовым обрушением целиков	6.2.3.1. С магазинированием руды, закладкой камер и выемкой целиков подэтажным обрушением
			6.2.3.2. С магазинированием руды, закладкой и выемкой целиков массовым обрушением
	6.3. Комбинация систем четырех классов	6.3.1. С открытым очистным пространством, закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением	6.3.1.1.Подэтажных штреков с закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением
			6.3.1.2. Этажно-камерная с закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением
		6.3.2. С открытым очистным пространством, креплением и закладкой камер и выемкой целиков обрушением	6.3.2.1. Камерно-столбовая с креплением кровли, с закладкой камер и выемкой целиков обрушением
			6.3.2.2. Камерно-столбовая с закладкой и выемкой целиков слоевым обрушением

Каждый подкласс систем разработки характеризуется сходными условиями применения, числом производственных процессов, трудоемкостью и другими технико-экономическими показателями (потери, разубоживание руды, себестоимость добычи и т.п.). Так, системы 1-го подкласса в 1-м классе обеспечивают сравнительно высокий уровень потерь, но низкие затраты и небольшое разубоживание руды. Системы 1-го подкласса 2-го класса обеспечивают небольшие затраты, но высокие потери и разубоживание

руды. Системы 3-го класса характеризуются повышенными затратами, но небольшими показателями потерь и разубоживания руды. Системы 4-го класса сходны по показателям с системами 3-го класса при некотором уменьшении затрат, но повышении потерь и разубоживания руды. Системы 5-го класса обеспечивают несколько большие по сравнению с 4-м классом затраты, но меньшие потери и разубоживание руды.

12.3. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

На основе классификации, приведенной в табл. 12.1, необходимо проанализировать действие всех основных факторов, влияющих на выбор систем разработки. Одним из основных принципов для предварительного выбора конкурентоспособных систем разработки является количественная оценка всех действующих факторов, которые в дальнейшем могут служить исходными данными для детальных технико-экономических расчетов. Анализ факторов и отбор технологически приемлемых систем разработки может осуществляться с выделением следующих групп факторов (табл. 12.2).

Таблица 12.2

Классификация факторов, влияющих на выбор систем разработки

Условия месторождения (факторы)	Допустимая величина фактора при наиболее приемлемых системах разработки для данного месторождения						
	Количественное выражение фактора	Классы систем разработки					
		I	II	III	IV	V	VI
I. Горно-геологические параметры месторождения							
1. Запасы руд, т: балансовые забалансовые							
2. Размеры залежей, м							
3. Мощность по падению и простиранию, м							
4. Угол падения, градусы							
5. Глубина залегания, м							

Продолжение таблицы 12.2

Условия месторождения (факторы)	Допустимая величина фактора при наиболее приемлемых системах разработки для данного месторождения						
	Количественное выражение фактора	Классы систем разработки					
		I	II	III	IV	V	VI
6. Выдержанность оруденения, м/м:							
амплитуда колебаний мощности от средней величины							
амплитуда отклонений рудного тела от основного направления							
7. Коэффициент рудоносности, доли ед.							
8. Форма рудных тел, м/м/м							
9. Наличие породных включений, $м^3/м^3$							
10. Наличие геологических нарушений, шт./1000 $м^2$							
11. Водообильность, $м^3/т$							
12. Газообильность, $м^3/т$							
II. Свойства руд и вмещающих пород							
1. Крепость, мПа:							
руды							
пород							
2. Трещиноватость, шт./ $м^2$							
3. Устойчивая площадь обнажения:							
пород лежачего бока, $м^2$							
пород кровли (висячего бока), $м^2$							
рудной кровли, $м^2$							
вертикальных стенок руды, $м^2$							
то же, породы, $м^2$							
устойчивая высота обнажения камер, м							
4. Углы, характеризующие сыпучие свойства отбитых руд, градусы:							
внутреннего трения							
сцепления							
обрушения							
5. Соотношение размеров эллипсоида выпуска *a, в, c*							

Продолжение таблицы 12.2

Условия месторождения (факторы)	Допустимая величина фактора при наиболее приемлемых системах разработки для данного месторождения						
	Количественное выражение фактора	Классы систем разработки					
		I	II	III	IV	V	VI
6. Пожароопасность руды (возгораемость за время), мес.							
7. Угол сдвижения пород лежачего бока, градусы							
8. Угол внутреннего трения обрушенных пород, градусы							
9. Окисляемость руды (снижение способности к извлечению) за мес., год, %							
III. Показатели для определения извлекаемой ценности руды							
1. Содержание в руде, %:							
полезных компонентов							
вредных примесей							
2. Содержание во вмещающих породах, %:							
полезных компонентов							
вредных примесей							
3. Потери руды, доли ед.							
4. Разубоживание руды, доли ед.:							
породой							
закладкой							
5. Показатели переработки (по всем полезным компонентам), %:							
извлечение в концентрат							
содержание в концентрате							
выход концентрата							
содержание в хвостах							
6. Отпускные цены, руб/т:							
товарной руды							
концентрата							
металла в концентрате							
металла							
металла в руде							
7. Замыкающие затраты, руб/т:							
на товарную руду							
на концентрат							
на металл в концентрате							
на металл							

Продолжение таблицы 12.2

Условия месторождения (факторы)	Допустимая величина фактора при наиболее приемлемых системах разработки для данного месторождения						
	Количественное выражение фактора	Классы систем разработки					
		I	II	III	IV	V	VI
IV. Показатели для определения интенсивности и производительности на горных работах							
1. Производительность блока, т/мес.:							
в период подготовки							
в период нарезки очистных работ							
2. Затраты времени, мес./год. доб.:							
на подготовку блока							
на нарезку							
на очистную выемку							
3. Величина запасов:							
вскрытых							
подготовленных							
готовых к выемке							
4. Затраты времени на создание запасов, мес.:							
вскрытых							
подготовленных							
готовых к выемке							
5. Затраты времени на разбуривание блока на один взрыв, мес.							
6. Производительность труда забойных рабочих, т/смену							
7. Возможная производственная мощность рудника, млн т/год							
8. То же, по величине извлекаемой ценности, млн т/год							
9. Срок отработки месторождения, лет							
V. Дефицитность добываемого полезного ископаемого							
1. Ценность и дефицитность основного полезного ископаемого и других, совместно с ним залегающих							

Окончание таблицы 12.2

Условия месторождения (факторы)	Допустимая величина фактора при наиболее приемлемых системах разработки для данного месторождения						
	Количественное выражение фактора	Классы систем разработки					
		I	II	III	IV	V	VI
2. Наличие в районе месторождения:							
рабочей силы							
крепежных материалов							
материалов закладки							
водных ресурсов							
3. Ценность:							
земель, руб/га/год							
леса, руб/шт.							
воды, руб/м^3							
4. Наличие резервов для увеличения производственной мощности рудника (недоиспользованных мощностей рудника и обогатительной фабрики)							
5. Наличие установок для предконцентрации или установок для сортировки и обогащения в тяжелых суспензиях							
6. Производительность труда, т/смену:							
по системе разработки							
по руднику в целом							
7. Возможные темпы снижения (роста) себестоимости добычи и переработки							
8. Возможные темпы роста производительности труда забойных рабочих							
9. Возможная конъюнктура на полезные ископаемые							

В зависимости от конкретных условий в табл. 12.2 могут быть включены дополнительно и другие факторы, наиболее важные для рассматриваемого месторождения. В то же время некоторые факторы могут не рассматриваться, если на данном месторождении они не являются определяющими для выбора систем разработки. При анализе факторов I и II групп необходимо стремиться к тому, чтобы они имели не только качественную, но и количествен-

ную оценку. Например, устойчивость массива руды должна характеризоваться конкретными показателями площади или высоты обнажения кровли или боков. И, если массив неустойчивый, то при достижении какой площади обнажения и насколько эта площадь может увеличиться при ее закреплении той или иной крепью или увеличении интенсивности работ.

Фактор слеживаемости должен оцениваться конкретной величиной угла обрушения отбитой породы и его изменения во времени. Для оценки сыпучих свойств руды и пород целесообразно также принять конкретный критерий, например, соотношение размеров эллипсоида выпуска при той или иной интенсивности выпуска. Для оценки возможности применения тех или иных систем разработки, например, по фактору устойчивости, необходимо рассчитанные площади обнажения сравнивать с площадями, которые допускают породы данного конкретного месторождения, для которого осуществляется выбор систем. Точно также необходимо осуществлять оценку систем разработки по другим факторам.

Важно иметь в виду, что в зависимости от систем разработки (а значит, от величины затрат на добычу и переработку, показателей потерь и разубоживания руды) возникают разные возможности для использования балансовых и забалансовых запасов месторождения. Так, при системах с обрушением и камерно-столбовых хуже используются балансовые запасы, но имеется больше реальных возможностей для эффективного вовлечения в эксплуатацию бедных руд (забалансовых), чем при системах с закладкой, когда затраты на добычу значительно больше, чем при системах с обрушением и камерно-столбовых. А чем меньше затраты, тем больше бедных запасов можно вовлечь в эксплуатацию с высокой эффективностью.

Следует также учитывать, что факторы III—V групп практически могут служить основой для экономической оценки. Они являются исходными данными для дальнейших технико-экономических расчетов, а анализ этих факторов является первой, приближенной стадией экономической оценки. Все факторы имеют определенное экономическое значение, разное на разных месторождениях, и все они, и именно их конкретное выражение, в той или иной мере должны учитываться при выборе и экономической оценке систем разработки. Поэтому в настоящее время все более необходимой становится конкретная и детальная оценка систем разработки с точки зрения безопасности и экономичности работ.

Прежде всего, система разработки должна обеспечивать необходимую безопасность и нормальные условия труда горнорабочих. Разный уровень безопасности работ при различных системах разработки определяется состоянием рабочих мест, видом применяемого оборудования и количеством производственных процессов. При одних системах большой объем работ выполняется вручную и с применением маломощной механизации (слоевое обрушение, системы с распорной крепью, с магазинированием руды и т.д.), при других имеется возможность комплексной механизации почти всех процессов. При камерно-столбовых и сплошных системах, а также при системах с магазинированием руды предусматривается нахождение рабочих в выработанном пространстве, в камерах больших размеров или в магазинах на замагазинированной руде. При системах этажно-камерной, этажного и подэтажного обрушения, подэтажных штреков рабочие постоянно находятся в подготовительно-нарезных выработках сравнительно малой площади сечения и хорошо закрепленных, что значительно безопаснее. При одних системах сравнительно мал объем трудоемких нарезных выработок и очистные работы состоят всего лишь из двух производственных процессов (отбойки и выпуска), при других выполняется большой объем по проходке нарезных выработок и 3—5 процессов очистных работ (отбойка, погрузка, доставка, крепление, закладка). Это также обусловливает разную вероятность возникновения ситуации для травматизма.

С точки зрения безопасности труда предпочтительнее системы разработки, при которых выше уровень механизации работ, рабочие постоянно находятся в выработках с небольшой площадью сечения, а число производственных процессов минимально (системы этажного и подэтажного обрушения, этажно-камерные и подэтажных штреков). При этом в разных горно-технических условиях и разных горно-рудных районах соотношение травматизма при различных системах разработки несколько отличается.

При выборе систем разработки необходимо по возможности отказываться от потенциально более опасных систем (слоевое обрушение, с магазинированием руды и др.). Немаловажным является и выбор горного оборудования. Так, при одних и тех же системах разработки применение самоходного оборудования позволяет в 1,5—2 раза снизить травматизм.

Системы разработки должны также сравниваться на основе конкретных данных по запыленности рудничного воздуха при проведении выработок и на очистных работах.

Как показала практика горных работ и выполненные исследования, системы разработки с отбойкой руды глубокими скважинами имеют неоспоримые преимущества перед другими системами и по важнейшим показателям, характеризующим безопасность и условия труда горнорабочих, опасность виброболезни и силикоза.

Виброболезнь имеет место в основном в системах разработки с мелкошпуровой отбойкой при применении оборудования, когда много операций выполняется вручную. Прежде всего, это системы с магазинированием руды, некоторые традиционные варианты систем разработки горизонтальными слоями с закладкой, слоевое обрушение и др. Отказ от этих систем и переход на высокопроизводительное самоходное оборудование позволит уменьшить виброболезнь на горных работах. Имеются также большие возможности для снижения заболеваемости пневмокониозами и другими болезнями.

Улучшение атмосферных условий рудников, уменьшение количества образующейся при ведении горных работ и выделяемой в рудничную атмосферу мельчайшей пыли имеют большое значение не только для снижения заболеваемости пневмокониозами и другими профессиональными болезнями, но и для повышения производительности труда всех работающих.

По фактору пылевыделения наиболее опасны системы разработки с большим объемом подготовительно-нарезных работ и системы, при которых отбойка руды осуществляется мелкошпуровым способом. Около половины общего количества пыли в расчете на 1 чел.-смену поступает в атмосферу при проходке подготовительно-нарезных выработок. Естественно, что наряду с оценкой и выбором наиболее безопасных систем разработки, технологии горных работ, погрузочно-транспортного и бурового оборудования необходимо сокращать объем проходческих работ, упрощать конструкцию днищ, более широко разрабатывать и применять мероприятия по оздоровлению условий труда горнорабочих.

Анализ процессов горных работ, горного оборудования и систем разработки с точки зрения безопасности и условий труда

необходимо осуществлять на каждом руднике не только при выборе и внедрении новых вариантов систем разработки, технологии и техники, но и на протяжении всего периода деятельности рудника, чтобы своевременно отказаться от наиболее опасных систем и исключить применение несовершенных горных машин и оборудования.

12.4. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Важнейшим этапом проектирования, предшествующим выбору систем разработки, является оптимизация их параметров. До окончательной оценки для каждой из сравниваемых систем разработки необходимо установить ее оптимальные параметры: размеры камер и целиков, соотношение камерных и целиковых запасов, расстояние между выпускными выработками, высоту и горизонтальные размеры блоков, схемы подготовки днищ блоков и др. В условиях жильных месторождений обосновывается оптимальная выемочная мощность, которая обычно больше мощности рудной жилы. В связи с наметившейся тенденцией расширения области применения систем разработки с закладкой выработанного пространства важным вопросом является выбор оптимального варианта закладочных работ и состава закладочной смеси. Для каждого варианта системы должны быть выбраны оптимальные способы и средства механизации (буровые станки и каретки, погрузочно-доставочные машины, вибропитатели, скреперные установки).

Должны быть оптимизированы применительно к конкретным горно-геологическим условиям и параметры технологии отдельных процессов: параметры отбойки и выпуска (диаметр и сетка скважин, удельный расход на отбойку, размер кондиционного куска), расстояние между выпускными выработками, глубина скважин, расстояние между подэтажными штреками и др. При каждой системе разработки необходимо предварительно найти оптимальные для рассматриваемых горно-геологических условий технико-экономические показатели. Например, показатели потерь и разубоживания руды должны соответствовать их оптимальному уровню при каждом из сравниваемых вариантов.

В большинстве случаев следует обосновывать расстояние между выпускными выработками, которые обычно изменяются от 4,5 м на шахтах Кривого Рога до 10—12 м на рудниках Урала и КМА. Обычно это делают исходя из условий обеспечения минимума затрат на проходку подготовительно-нарезных выработок, на их крепление и поддержание, а также ущерба от потерь и разубоживания руды.

Важный вопрос оптимизации параметров систем разработки — определение размеров целиков и камер и соотношения между камерными и целиковыми запасами. Особенно это важно при камерных системах разработки, в которых предусматривается нахождение рабочих в очистном пространстве. Здесь размеры камер и целиков устанавливаются исходя из условия безопасного состояния выработанного пространства.

Ширина ленточного целика или диаметр круглого целика при камерно-столбовой системе разработки могут быть определены из условия обеспечения равенства нагрузки и прочности целика. Если а и В — ширина камеры и целика, то напряжение в целиках должно быть равно

$$\sigma_{сж}=(B+a)\gamma H/B,$$

или меньше на 8—10 %

$$\sigma_{сж}=0{,}9\sigma_{доп}.$$

Отсюда

$$B = a\gamma H/(\sigma_{доп}-\gamma H).$$

Нагрузка на круглый целик

$$P=(a+B)^2\gamma H,$$

сжимающее усилие

$$\sigma_{сж}=P/S_{ц}=4(a+B)^2\gamma H/(\pi d^2),$$

откуда

$$d=2(a+B)\sqrt{\gamma H/(\pi\sigma_{сж})}.$$

В этих формулах: γ — удельный вес пород, Н/м³; H — глубина работ, м; $\sigma_{сж}$ — сжимающее предельное напряжение в породе, Н/м²; $\sigma_{доп}$ — допускаемое сжимаемое напряжение в породе, Н/м²; d — диаметр круглого целика, м; $S_{ц}$ — площадь сечения целика, м².

Предельно допустимый пролет может быть определен из условия

$$\sigma_{конт}=\gamma H a/(4{,}5+0{,}8d-\beta\gamma H),$$

откуда

$$\sigma_{конт}=\gamma H a/(4{,}5+0{,}8d-\beta\gamma H),$$

где $\sigma_{конт}$ — напряжение пород на контуре кровли камер, Н/м²; β — коэффициент бокового распора; $\sigma_{р}$ — допустимое напряжение пород кровли на растяжение, Н/м².

При увеличении интенсивности отработки камер их устойчивые пролеты также увеличиваются. Так, на одном из рудников, при повышении интенсивности горных работ вдвое устойчивый пролет увеличивается в $\sqrt{2}$, а в общем случае $l=l_{р}\sqrt{n}$, где $l_{р}$ и l — пролеты при базовом варианте интенсивности и новом варианте, позволяющем повысить интенсивность отработки камеры в n раз, м.

При системах подэтажных штреков и подобных им, когда рабочие не находятся в очистном пространстве, после полного выпуска руды нет необходимости обеспечивать устойчивые пролеты камер.

Здесь экономически целесообразнее размеры камер принимать значительно больше устойчивых, так как при некотором расширении параметров камер обрушение пород висячего бока сравнительно невелико, а камерные запасы значительно растут, что снижает общие потери и разубоживание руды. Дальнейшее увеличение камер приводит к росту объемов обрушений висячего бока в результате чего потери и разубоживание снова будут расти. Определение оптимального соотношения камерных и целиковых запасов основано на том же принципе.

Если параметры и показатели не изменяют производственную мощность рудника и обеспечивают равенство погашаемых балансовых запасов в течение года, то их оптимизацию можно осуществлять на основе критерия прибыли в расчете на 1 т руды балансовых запасов по формуле

$$П_р = [(1-П)/(1-Р)]\,(ц_д - с_д).$$

где $ц_д$ — извлекаемая ценность добычи и переработки руд, руб/т; $с_д$ — текущие затраты на добычу и переработку руды, руб/т.

В наиболее распространенных случаях параметры и показатели систем разработки надо оптимизировать на основе критерия прибыли (руб/т) с учетом удельных капитальных затрат, приняв какой-то вариант за базовый, по формуле

$$П_р = \frac{1-П}{1-Р}(ц_д - с_д - К_{уд}),$$

где $К_{уд}$ — удельные капиталовложения (производственные фонды) рудника и обогатительной фабрики, руб/т.

Чтобы можно было решить все задачи оптимизации параметров и показателей систем разработки, необходимо затраты на добычу и переработку (руб/т) разделить по соответствующим процессам и при оптимизации какого-то параметра изменять только зависящие от этого параметра соответствующие части затрат, оставляя остальные постоянными:

$$с_д = [(1-П)/(1-Р)]\,(А_1+А_2+А_3+А_4)+А_5+А_6+А_7+А_8,$$

где $А_1$ — затраты на амортизацию основных фондов, погашение геологоразведочных работ, руб/т, балансовых запасов; $А_2$ — затраты на подготовительно-нарезные работы, руб/т балансовых запасов; $А_3$ — затраты на отбойку руды, руб/т; $А_4$ — затраты на крепление и закладку выработанного пространства, руб/т; $А_5$ — затраты на выпуск, вторичное дробление и доставку рудной массы, включая монтаж и демонтаж погрузочно-транспортного оборудования, руб/т; $А_6$ — затраты на дробление рудной массы в подземных дробилках или на первичное дробление на обогатительной фабрике, руб/т; $А_7$ — затраты на транспортировку до ствола, на подъем, транспортировку до обогатительной фабрики и переработку рудной массы, руб/т; $А_8$ — затраты на транспортировку концентратов до металлургического завода, руб/т рудной массы.

При решении таких задач, как выбор схемы подготовки, определение расстояния между выпускными выработками, изменяются лишь затраты $А_4$ и $А_5$, а также показатели П, Р и $ц_д$. Иногда возможно изменение производственной мощности A. При выборе и оптимизации способа отбойки и его параметров изменяются затраты $А_2$, $А_3$ и $А_5$, а если одновременно выбирается и размер кондиционного куска, то и $А_6$, а также показатели П, Р, $ц_д$ и, возможно, A. При определении высоты подэтажа изменяются показатели $А_2$ и $А_3$, $ц_д$, а также П и Р.

При выборе схемы закладочных работ, состава и прочности закладки изменяются затраты $А_4$, П и Р, $ц_д$, иногда A. В случае, если при изменении параметров увеличивается производственная мощность рудника от $A_б$ до A, то затраты на добычу и переработку уменьшаются соответственно с $с_{дб}$ до $с_д$

$$с_д = с_{дб} - \varphi с_{дб}(1 - A_б/A).$$

В случае значительного снижения разубоживания руды существенно увеличивается извлекаемая ценность добытой рудной массы и производственная мощность предприятия по конечному продукту, а следовательно, и эффективность использования производственных фондов.

Покажем принципы оптимизации параметров систем разработки на примере обоснования расстояния между выпускными выработками днища. Допустим, что при расстоянии между выпускными выработками, равном 9 м, при донном выпуске затраты на проходку выработок днища составляют 2 руб/т, потери — 15 %, разубоживание — 20 %. При сокращении расстояния между дучками до 6 м затраты на проходку увеличиваются до 2,8 руб/т или на 0,8 руб/т. Однако потери уменьшаются до 8 %, а разубоживание до 12 %. В соответствии с величиной разубоживания определим, что ценность добываемой рудной массы при разубоживании 20 % равна 20 руб/ т, а при 12 % — 22 руб/т. Другие затраты составят

$$А_1 = 3{,}5\,\text{руб/т};\ А_2 = 2{,}5\,\text{руб/т};\ А_3 = 1{,}5\,\text{руб/т};\ А_7 = 5{,}5\,\text{руб/т};$$

$$с_{д1} = \frac{1-0{,}20}{1-0{,}15}(5+2)+7 = 13{,}6;$$

$$с_{д2} = \frac{1-0{,}12}{1-0{,}08}(5+2{,}8)+7 = 14{,}5.$$

Если производственные фонды рудника и обогатительной фабрики принять равными 40 млн руб/год, то приведенные затраты при первом варианте расстояния между дучками 9 м будут равны

$$c_{пр1} = 13,6 + 40 \cdot 0,15/0,5 = 25,6 \text{ руб/т.}$$

Во втором варианте при той же годовой производительности рудника, но более высокой ценности добываемой рудной массы приведенные затраты будут равны

$$c_{пр2} = (14,6 + 40 \cdot 0,15/0,5)20/22 = 24 \text{ руб/т,}$$

т.е. на 1,6 руб/т меньше.

Допустим, что дальнейшее уменьшение расстояния между выпускными выработками до 5 м приводит к снижению потерь и разубоживания при выпуске соответственно до 7 и 10 %, но из-за разрушения днищ возможно увеличение потерь на 3 % и разубоживания на 2 %. Тогда П = 10 % и Р = 12 %. Затраты на подготовительно-нарезные работы увеличатся до 3,3 руб/т, а извлекаемая ценность добытой рудой массы — до 22,5 руб/т. В этом случае

$$c_{пр3} = \left[\frac{1-0,12}{1-0,1}(5+3,3) + 7 + 40 \cdot 0,15/0,5\right]20/22 = 24,6 \text{ руб/т.}$$

Поэтому оптимальным расстоянием между выпускными выработками днища можно принять 6 м. Аналогично могут быть решены и другие задачи оптимизации параметров систем разработки.

12.5. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ОТБОЙКИ И ВЫПУСКА РУДЫ ИЗ БЛОКОВ

Данная задача — одна из самых важных для систем разработки с отбойкой руды глубокими скважинами. Достаточно важна она и для систем разработки с мелкошпуровой отбойкой.

В случае обеспечения одного и того же уровня полноты и качества руды для оптимизации технологических процессов отбойки и выпуска руды из блоков необходимо установить минимум затрат на отбойку и выпуск руды с учетом вторичного дробления. Если необходимо решить вопрос о применении подземного дробления или выборе размера кондиционного куска, то при выборе оптимальных условий отбойки и выпуска необходимо учесть изменение затрат на дробление руды в подземных дробилках или на первичное дробление руды на обогатительных фабриках. Одновременно обосновываются схемы расположения скважин, параметры отбойки руды, степень ее дробления и, следовательно, оптимальные условия на выпуске и погрузке руды.

В зависимости от сетки и густоты расположения шпуров и скважин в очистной выемке бурят то или иное количество скважин, расходуют определенный объем взрывчатых веществ и средств взрывания. Обычно, чем гуще сетка скважин, тем больше затраты на бурение, заряжание и взрывание, больше и расход ВВ и средств взрывания. Например, при постоянном коэффициенте сближения скважин по мере уменьшения линии наименьшего сопротивления (ЛНС) эти затраты увеличиваются практически обратно пропорционально ЛНС.

Расширяя сетку расположения скважин и шпуров, можно в определенной мере снизить затраты на отбойку (бурение, заряжание и взрывание). Однако по мере увеличения сетки скважин обычно сокращается не только расход скважин, но и удельный расход ВВ, что, в свою очередь, приводит к ухудшению дробления руды, увеличению выхода негабаритной (некондиционной по размеру) руды, в результате увеличивается расход ВВ на вторичное дробление, снижается производительность труда на выпуске, погрузке и транспортировке отбитой руды. Соответственно растут затраты на вторичное дробление, выпуск, погрузку и транспортировку.

Кроме увеличения прямых затрат на отбойку и выпуск руды по мере изменения сетки скважин (и, соответственно, удельного расхода ВВ на отбойку) может меняться также интенсивность разбуривания и очистной выемки запасов блока, а следовательно, затрат на выполнение процессов, в частности, затрат на откатку руды, крепление и поддержание выработок. В зависимости от интенсивности очистной выемки изменяется величина необходимого для нормальной работы опережения подготовительно-нарезных работ и готовых к выемке запасов. При увеличении интенсивности очистной выемки блоков возможно увеличение производственной мощности рудника благодаря чему не только будет получена дополнительная ценность, но и снижены общерудничные затраты, а также удельные капитальные затраты на единицу добычи. Учитывая это косвенное положительное влияние увеличения удельного расхода ВВ на отбойку руды и забегая немного вперед, отметим, что всегда лучше передробить руду, чем недодробить ее при отбойке и затем не эффективно использовать почти все горно-шахтное оборудова-

ние (за исключением буровых станков). Особенно важно это для успешного применения самоходного оборудования.

Поскольку при разных способах отбойки и выпуска могут быть различными не только объем горно-подготовительных и нарезных работ, но и их трудоемкость и стоимость, то при сравнении необходимо учесть затраты на выполнение этих работ.

Если сравниваемые варианты буровзрывных работ обеспечивают одинаковые потери и разубоживание (П и Р), то в этом случае сумма затрат на выполнение подготовительно-нарезных и очистных работ, т.е. затрат по системе разработки, определяется (руб/т) следующей формулой

$$c_д = \left[(1-Р)/(1-П)\right](A_{п-н} + A_о) + A_в + A_{пм} + A_{пд},$$

где $A_{п-н}$ — затраты на подготовительно-нарезные работы и крепление выработок в блоке, руб/т балансовых запасов; $A_о$ — затраты на отбойку руды, руб/т балансовых запасов; $A_в$ — затраты на выпуск, вторичное дробление и доставку, руб/т рудной массы; $A_{пм}$ — затраты на поддержание подготовительно-нарезных выработок в период разбуривания блока и выпуска из него руды, а также затраты на монтаж и демонтаж погрузочно-транспортного оборудования, руб/т рудной массы; $A_{пд}$ — затраты на дробление руды в подземных дробилках или на первичное дробление на обогатительных фабриках, руб/т рудной массы; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.

Иногда при отбойке и выпуске руды разными способами показатели потерь и разубоживания могут отличаться, причем очень сильно даже при одном и том же способе отбойки, но при разных параметрах и схемах расположения скважин. В этих случаях оценка схем и параметров отбойки должна вестись с учетом ценности теряемого качества добываемого полезного ископаемого по формуле прибыли в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т (если производственная мощность рудника постоянна), т.е.

$$П_р = \left[(1-П)/(1-Р)\right](ц_д - c_д).$$

При этом целесообразно одну какую-то схему или какие-то параметры отбойки принять за базовые, а все другие оценивать по сравнению с эффективностью базовых.

Если схемы или параметры отбойки и выпуска руды обеспечивают разные интенсивность отработки и производственную мощность рудника, то оценка (руб/т) может вестись на основе сравнения суммы годовой прибыли при каком-то базовом варианте и других вариантах параметров БВР и определения оптимального согласно формулам (руб/год):

$$П_{ргб} = A_б\left(ц_{дб} - c_{дб}\right),$$

$$П_{рг} = A\left(ц_д - c_д\right),$$

где $A_б$ и A — производственная мощность рудника при базовых параметрах отбойки и выпуска и сравниваемых с ними, т/год; $ц_д$ и $ц_{дб}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и сравнимаемом вариантах, руб/т; $c_д$ и $c_{дб}$ — затраты на добычу и переработку руды при базовом и сравнимаемом вариантах, руб/т.

В случае, если сравниваемые способы (параметры) отбойки и выпуска отличаются по показателям потерь и разубоживания руды, то сумма затрат, приходящихся на 1 т добываемой рудной массы (руб/т), определяется по формуле

$$c_д = \left[(1-Р)/(1-П)\right](A_{п-н} + A_{пм} + A_о) + A_в + A_{пд} + A_{пер},$$

где П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; $A_{пер}$ — затраты на переработку рудной массы, руб/т.

Затраты при базовом варианте (схеме или параметрах отбойки) будут отличаться не только по абсолютной величине первой части, приходящейся на 1 т руды балансовых запасов, но и второй, а также вследствие различия показателей извлечения и качества руды. Они могут быть выражены (руб/т) следующей формулой

$$c_д = \left[(1-Р_б)/(1-П_б)\right]\left(A^б_{п-н} + A^б_{пм} + A^б_о\right) + A^б_в + A^б_{пд} + A_{пер},$$

где $A^б_{п-н}$, $A^б_{пм}$, $A^б_о$, $A^б_в$, $A^б_{пд}$ — соответственно затраты на подготовительно-нарезные работы, поддержание выработок и монтаж-демонтаж оборудования, отбойку, выпуск, погрузку и доставку руд, дробление в подземных дробилках при базовом варианте отбойки, руб/т; $Р_б$ и $П_б$ — разубоживание и потери руды при базовом варианте отбойки, доли ед.; $A_{пер}$ — затраты на переработку рудной массы, руб/т.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы при двух сравниваемых вариантах отбойки для условий ГОКа цветной металлургии (руб/т) определится как

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о ц,$$

$$ц_{дб} = 0{,}01c(1-Р_б)\varepsilon_о ц,$$

где c — содержание металлов в руде балансовых запасов, %; $\varepsilon_о$ и ц — извлечение в концентрат (доли ед.) и цена металла в концентрате, руб/т.

При большом различии вариантов отбойки по качеству добываемой рудной массы необходимо иметь в виду, что показатели извлечения при обогащении и цена металла в концентрате также будут разными.

Затраты на подготовку и нарезку блока в расчете на 1 т балансовой руды при всех сравниваемых вариантах определяются из выражения

$$А_{п-н} = V_{п-н}с_{п-н}/Q_б,$$

где $V_{п-н}$, $с_{п-н}$ — объем и стоимость 1 м³ подготовительно-нарезных работ в блоке, м³ и руб/м³; $Q_б$ — величина балансовых запасов руды в пределах среднего блока, т.

Затраты на подготовительно-нарезные работы могут быть определены (руб/т) по другой формуле

$$А_{п-н} = К_{п-н}с_{п-н}/\gamma,$$

где $К_{п-н}$ — удельный вес подготовительно-нарезных работ в блоке, доли ед.; γ — плотность, т/м³.

Затраты на отбойку руды (руб/т) вычисляются по формуле

$$А_о = З_б q/h + q(ц_{вв}К_{св} + d_з) = З_б q/0{,}785d^2\Delta + q(ц_{вв}К_{св} + d_з),$$

где $З_б$ — затраты на бурение 1 м скважины, руб/м; h/q — выход руды с 1 м скважины, т/м; q — удельный расход ВВ на отбойку, кг/т; h — масса заряда, приходящегося на 1 м скважины, кг/м; $ц_{вв}$ — цена 1 кг ВВ, руб/кг; $К_{св}$ — коэффициент, учитывающий стоимость СВ; $d_з$ — затраты на доставку ВВ, заряжание, взрывание скважин в расчете на 1 кг ВВ, руб.; d — диаметр скважин, м; Δ — плотность ВВ в заряде, т/м³.

Затраты на бурение могут быть приняты либо по практическим данным рудника, либо рассчитаны на основе учета сменных затрат по зарплате, амортизации, энергии, материалам и другими статьями и деления их на сменную производительность бурового станка.

Затраты на выпуск, вторичное дробление и доставку руды (руб/т) могут быть определены по формуле

$$А_в = З_в/Р_в + ц_{св}\delta/(100Р_в n_в + ц_{вв}q_{вд} + ц_э q_э),$$

где $З_в$ — сменные затраты на выпуск, вторичное дробление и доставку руды по заработной плате, руб/смену; $Р_в$ — производительность одного очистного забоя (одной вибрационной установки, погрузочно-доставочной машины, комплекса вибропитатель-бункер-поезд, вибропитатель-МОАЗ и т.д.), т/смену; $ц_{св}$ — стоимость оборудования и средств выпуска и доставки, руб; δ — норма амортизации оборудования для выпуска и доставки, %; $n_в$ — число рабочих смен по выпуску руды в течение года (число смен по выпуску руды из блоков); $ц_{вв}$ — стоимость ВВ с учетом СВ для вторичного дробления, руб/кг; $q_{вд}$ — удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т; $ц_э$ и $q_э$ — стоимость единицы и удельный расход энергии, руб/ед.

Чтобы оценить не только процессы отбойки и выпуска, но и в целом очистную выемку, необходимо учесть затраты на поддержание подготовительно-нарезных выработок в период выпуска руды, а также затраты на монтаж и демонтаж оборудования для выпуска и доставки. Это характерно для виброкомплексов. Затраты (руб/т) можно определить по формуле

$$А_{пм} = L_{пн}с_п + N_в с_м/Р_в N'_в n_в + L_{пн}с_п q/Р_б N_б n_б h,$$

где $L_{пн}$ — длина подготовительно-нарезных выработок, связанных с отработкой блока, м; $с_п$ — затраты на поддержание 1 м выработки в течение 1 года, руб/год; $N_в$ — число одновременно установленных, в том числе действующих в блоке установок по выпуску и доставке руды; $N'_в$ — число действующих установок по выпуску и доставке рудной массы; $с_м$ — затраты на монтаж и демонтаж единицы оборудования по выпуску и доставке руды, руб.; $N_б$ — число одновременно работающих буровых установок в блоке; $n_б$ — число смен работы буровых станков в год; $Р_б$ — производительность буровой установки, м/смену; q — удельный расход ВВ на отбойку, кг/т.

Для того, чтобы на основе приведенных формул установить оптимальные условия очистной выемки, необходимо для конкрет-

ных условий рудника подставить в них входящие показатели при различных вариантах сочетаний параметров отбойки и выпуска и выявить лучший из них вариант.

В данном случае большое значение имеет увязка показателей выпуска и доставки с параметрами и результатами отбойки. При увеличении удельного расхода ВВ, а следовательно, и затрат на отбойку снижается выход негабаритов благодаря чему повышается производительность на выпуске и снижаются затраты на него. Задача заключается в поиске минимума затрат на отбойку, выпуск и доставку руды.

Все исходные данные для расчетов необходимо установить на основе исследований в условиях рудника, обобщения фактических материалов, а также на базе изучения научно-технической литературы по вопросам отбойки, выпуска и доставки.

Производительность на выпуске и доставке руды при любом из способов в общем виде может быть определена (т/смену) по формуле

$$Р_в = T_р / \left(t_в + К t_{др} + t_д\right),$$

где $T_р = T_{см} - T_{пр} + T_{пз}$ — время работы установки в течение смены, мин ($T_{пр}$ и $T_{пз}$ — время простоев и выполнения подготовительно-заключительных операций в течение смены, т/смену, мин); $t_в$ — удельные затраты времени на ликвидацию зависаний, мин/т; $t_{др}$ — время на дробление 1т негабаритной руды, мин; $t_д$ — удельные затраты времени на выпуск, погрузку и доставку руды, мин/т; К — коэффициент выхода негабаритов, доли ед.

Затраты времени на доставку руды при вибровыпуске (мин/т) определяются как

$$t_д = 60 / Р_т,$$

где $Р_т$ — техническая производительность вибропитателя, т/ч.

При скреперной доставке и доставке с помощью самоходного оборудования затраты времени на выпуск и доставку могут быть определены (мин/т) по формуле

$$t_д = L_{ср}\left(V_{гр} + V_х\right) + t_{пр} V_{гр} V_х / V_{гр} V_х Q_в,$$

где $L_{ср}$ — средняя длина доставки, м; $V_{гр}$, $V_х$ — скорость грузового и холостого хода транспортного сосуда, м/мин; $t_{пр}$ — время погрузки и разгрузки транспортного сосуда, мин; $Q_в$ — полезный объем транспортного сосуда, т.

Затраты времени на выполнение операций по ликвидации зависаний и дроблению негабаритов в каждом конкретном случае определяются на основе хронометражных наблюдений.

Величина выхода негабаритов в любом случае довольно просто может быть определена на основе удельного расхода на вторичное дробление ($q_{вд}$, кг/т) руды как $К = q_{вд}\delta$. Иногда коэффициент δ имеет более сложную зависимость от величины $Р_т$ и К.

В случае работы комплекса вибропитатель — самоходный вагон или МОАЗ или вибропитатель — электровозная откатка (состав вагонеток) производительность на выпуске определится (т/смену) по формуле

$$Р_в = T_р / t_в + К t_{др} + 60 / Р_т + t_о / Q_в,$$

где $t_о$ — время на замену транспортного средства, мин.

Зависимость производительности на выпуске руды от выхода негабарита имеет гиперболический вид по данным многих авторов. Коэффициент выхода негабаритной руды, являющийся главным фактором, ограничивающим производительность выпуска, в большой мере зависит от абсолютной величины удельного расхода ВВ на отбойку. Ряд авторов (В.Г. Береза, 1953 г., В.И. Терентьев, 1950 г., А.М. Сиразутдинов, 1955 г., В.А. Шестаков, 1958 г., Л.И. Барон, 1961 г.) эту зависимость представляли в следующем виде:

$$К = a / \left(bq - c\right), \text{ иногда } \quad К = 1 / \left(bq - c\right);$$

где a, b, c — эмпирические коэффициенты, отличающиеся в зависимости от горно-технических условий (крепость пород, работоспособность ВВ, величина кондиционного куска и др.); q — удельный расход ВВ на отбойку, кг/т.

В работе Д.М. Бронникова зависимость выхода негабарита имеет вид

$$К = 100\varepsilon / q_{от},$$

где ε — угловой коэффициент, кг/т.

В работе Н.Г. Дубинина и В.П. Рябченко зависимость выхода негабарита принята обратно пропорциональной удельному расходу ВВ на отбойку, причем в формулу введен коэффициент, учитывающий величину диаметра скважин; формула имеет вид

$$К = d'\beta/q,$$

где d', β — эмпирические коэффициенты.

В зависимости от изменения диаметра скважины от 40 до 200 мм коэффициент d' изменяется от 0,5 до 0,7. Еще большее влияние на выход негабаритов оказывает принятый размер кондиционного куска, например, как установлено нами, на рудниках Алтая при увеличении кондиционного куска от 400 мм до 900 мм выход негабарита уменьшается на 40 % (относительных), а при увеличении до 900 мм — на 75 %. На Таштагольском руднике, по данным Н.Г. Дубинина, при увеличении размера кондиционного куска с 500 до 750 мм выход негабарита уменьшился на 50 %, при увеличении до 1000 мм — на 77 %, а при 1250 мм — на 94 %. Если при переходе на увеличенный кондиционный кусок выход негабаритов уменьшается на p долей единицы, то для любого кондиционного куска выход негабаритов, как было установлено нами, может быть определен по формуле

$$К_1 = К(1-p) = (1-p)/(bq-c).$$

Зная зависимости выхода негабаритов от удельного расхода ВВ на отбойку и размера кондиционного куска, можно для любых горно-технических условий установить связь выхода негабарита от удельного расхода ВВ, диаметра скважин и размера кондиционного куска. При решении задачи с учетом размера кондиционного куска в этом случае будут сразу определены оптимальные значения удельного расхода ВВ на отбойку, диаметра скважин и размера кондиционного куска. Выразив всю эту сумму затрат на отбойку, выпуск и доставку руды на основе удельного расхода на отбойку $q_{от}$ как функцию $S = f(q, К)$, где К также выражается через $q_{от}$, можно решить задачу аналитическим путем, приравняв первую производную к нулю

$$dS/dq = 0.$$

Сумма затрат (после определенных преобразований) имеет примерно такой вид

$$S = rq_o + a_1/(bq_o - c) + a_2,$$

где r, a_1, a_2 — численные коэффициенты.

Тогда

$$dS/dq_o = r - ba_1/(bq_o - c) = 0.$$

Откуда оптимальное значение удельного расхода ВВ (кг/т)

$$q_o = c/b + \sqrt{a_1/b^2}.$$

При увеличении размера кондиционного куска

$$q_{опт} = c/b + \sqrt{a_1(1-p)/b^2}.$$

Поскольку эти формулы дают результат только по одной точке, а область рациональных значений q_o может быть большой, то лучше решать задачу методом вариантов, подставляя в формулу суммы $S = f(q_{от}, К)$ разные значения q_o и построив график. Окончательный выбор оптимального удельного расхода ВВ на отбойку может быть осуществлен в области рациональных значений с учетом других технологических и организационных факторов. Аналогично могут быть установлены другие параметры системы разработки и технологии горных работ (схемы выпуска, параметры днищ блоков и т.п.), на основе чего устанавливаются основные технико-экономические показатели по системе разработки, число одновременно действующих и резервных блоков, забоев и т.д.

12.6. ОПТИМИЗАЦИЯ СХЕМ ВЕДЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ РАБОТ И КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ МАТЕРИАЛА ЗАКЛАДКИ

Важнейшими вопросами оптимизации параметров систем разработки с закладкой выработанного пространства является правильный выбор схемы закладочных работ и состава закладочного материала, обеспечивающего то или иное качество закладки, а следовательно, и интенсивность работ и все основные технико-экономические показатели.

В зависимости от принятой технологической схемы ведения работ по очистной выемке и закладке выработанного пространства к закладочному материалу предъявляются различные требова-

ния. Например, при нисходящей слоевой выемке материал закладки должен обеспечивать прочность, достаточную для безопасной работы под закладочным массивом. При восходящей слоевой выемке требования к закладочному материалу могут быть менее жесткими с точки зрения безопасности, но для достаточно интенсивной работы и недопущения больших потерь руды и разубоживания ее закладкой закладочный материал должен обеспечивать довольно быстрое схватывание и иметь достаточно высокую прочность. В зависимости от качества закладочного материала могут в большой степени изменяться интенсивность горных работ, а также величина потерь руды и, что особенно важно, разубоживание руды закладкой, поскольку даже небольшое разубоживание закладочным материалом может в ряде случаев значительно снизить показатели обогащения руды, в гораздо большей степени, чем разубоживание породой. При камерно-целиковых системах разработки с выпуском руды через днища блоков требования к закладочному материалу менее жесткие, чем при слоевых системах разработки, но качество закладочного материала и при этих системах разработки определяет многие технико-экономические показатели систем разработки и рудника в целом.

При всех системах разработки с закладкой выработанного пространства выбор схемы ведения закладочных работ должен осуществляться одновременно с требованием размеров первичных и вторичных камер и обоснованием соответствующего той или иной схеме материала закладки. Размеры камер и целиков, как и при камерных системах разработки, определяют исходя из условий устойчивости кровли и блоков камер, возможной нагрузки на целики и закладочный массив, а также прочности закладочного массива к заданному периоду времени. При этом обязательно увязывают прочность закладки со схемой закладочных работ, очередностью отработки (камерами 1—2—3-й очереди, слоями снизу вверх или сверху вниз, вертикальными прирезками и т.д.), исследуют возможности использования местных материалов и отходов горного производства. На основе такого комплексного подхода выбирают технологически пригодный состав закладки.

В зависимости от состава закладки ее себестоимость, прочность, а также результаты работы рудника могут сильно отличаться.

От расхода вяжущих и прочности закладки в значительной мере изменяется разубоживание руды при добыче, в том числе разубоживание закладочным материалом, что существенно влияет на показатели обогащения.

На Урупском ГОКе гидрозакладка гравием с укреплением ее путем нагнетания цементного раствора обеспечивала прочность закладки около 5 МПа, а себестоимость составляла приблизительно 8 руб/м³. Разубоживание закладкой колебалось от 4—5 до 12—15 %.

Опыт Текелийского и Гайского ГОКов показывал, что при современной тенденции применять дешевую закладку с прочностью 4—6 МПа разубоживание руды закладкой, как и на рудниках Лениногорском, Белоусовском, им. 40 лет ВЛКСМ, достигало 8 %, а на Риддерском руднике при выемке вторичных камер — 17 %, достигая 40 %; в целом по блоку это составляет порядка 9—10 %. Все это необходимо иметь в виду, потому что каждый процент разубоживания закладкой, особенно бетонной, в отличие от разубоживания породой, приводит к более резкому снижению извлечения при обогащении. Величина этого снижения составляет примерно 0,7—1 % на каждый процент разубоживания. Например, при большой ценности руды Норильского ГМК только 1 % разубоживания закладкой приводил к потере 3—5 руб. на каждую тонну руды. Поэтому на этом предприятии стремятся сводить потери и разубоживание до минимума (1—3 %). Большой ущерб наносился разубоживанием закладочным материалом на Белоусовском руднике Иртышского ПК, где руды также были довольно богаты. Здесь разубоживание руды закладочным материалом достигало 6 % и больше.

Каждый процент разубоживания железной руды на ЗЖК закладкой снижал ценность руды на 0,43 руб/т. Соответственно общий ущерб от разубоживания был равен 2,5—3 руб/т, в то время как вся стоимость закладочных работ составляла 1 руб/т при непрочной (σ = 3,0 МПа) и не превышала 1,4 руб/т при самой прочной закладке (σ = 12,5 МПа). Чтобы увеличить прочность закладки с 3 до 12,5 МПа надо было увеличить затраты по закладке лишь на 0,4 руб/т. Ценность руды в данном случае увеличилась с 8 до 10,24 руб/т, т.е. экономия составляла 10,24 – 8 = 1,84 руб/т. Кроме того, снижались и потери. Таким образом, не всегда лучшим вариантом является наиболее дешевый закладочный материал. Следует ре-

шать вопрос комплексно и определять оптимальный состав закладки, имея в виду не только затраты на нее, но и все последствия. Кроме затрат на закладку, должно быть учтено также изменение затрат на амортизацию, подготовительно-нарезные работы, отбойку, выпуск руды и другие процессы. Должны также учитываться сроки затвердевания, которые ограничивают интенсивность отработки участков, этажей и всего месторождения, а следовательно, влияют и на производственную мощность рудника. Необходимо принимать во внимание ущерб от потерь и разубоживания руды, изменение затрат на перемещение и переработку пород, а главное — изменение извлечения при обогащении.

Если обеспечивается одинаковая производственная мощность рудника, то необходимо сравнивать варианты прочности материалов закладки и схем закладочных работ по прибыли в расчете на 1 т руды балансовых запасов (руб/т).

От состава закладки и схемы ведения закладочных работ зависит не только интенсивность горных работ, но и величина разубоживания руды, которая определяет извлечение металлов при обогащении и влияет на производственную мощность предприятия по конечному продукту даже при постоянстве добычи по рудной массе. А это соответственно определит величину изменения эффективности капиталовложений, как новых, так и имеющихся на предприятии основных фондов и оборотных средств. Эффект от повышения извлечения полезных компонентов за счет лучшего использования капиталовложений при постоянной производственной мощности рудника по рудной массе определится по формуле

$$Э = E_н\left\{\Phi/A_б - (\Phi+\Delta K)/\left[A_б(1+q')\right]\right\},$$

где $A_б$ — производственная мощность рудника по рудной массе при базовом варианте, т/год; $1 + q' = ц_д/ц_{дб}$ — увеличение извлекаемой ценности добываемой рудной массы при снижении разубоживания; q' — доля увеличения; Ф — производственные фонды предприятия, руб.

Применение более прочной закладки или порядка выполнения очистных и закладочных работ, обеспечивающих более быстрое затвердевание закладочного материала или возможность продолжительного периода затвердевания (до достижения высокой прочности, что возможно при увеличении числа одновременно работающих забоев) и соответствующее повышение интенсивности отработки месторождения позволяет увеличить добычу рудной

массы. В результате этих мероприятий эффект будет значительно больше, так как производственная мощность рудника по конечному продукту увеличится до

$$A = A_б(1+q)(1+q'),$$

где q — доля увеличения производственной мощности рудника по рудной массе по сравнению с базовым вариантом.

В общем случае критерий оценки эффективности состава закладки и схемы закладочных работ имеет вид (руб/т)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt} - с_{дt}\right) - \sum_{t=1}^{t_с} K_t\left(1+E_к\right)^{t_с},$$

где $\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt}$ — сумма дисконтированной прибыли за вычетом капитальных затрат на реконструкцию рудника и строительство карьера для производства закладочного материала, руб.; $t_с$ — расчетный срок реконструкции рудника и строительства карьера, лет; $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; K_t — капиталовложения в t-й год, руб.; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит для выполнения капитальных работ, доли ед.

Для оценки эффективности того или иного состава закладки и схемы ведения закладочных работ при системах разработки с закладкой необходимо системно и более полно учитывать ущерб, наносимый горными работами окружающей среде. При решении этого вопроса большое значение имеет правильный выбор материала закладки и источников его получения. Наиболее перспективными материалами для закладки выработанного пространства являются разного рода отходы горного, обогатительного и металлургического производства, а также золы ТЭЦ. Довольно широко применяющийся в настоящее время способ производства закладочного материала на основе цемента, а также щебня и песка, который добывается на специальных закладочных карьерах, при сегодняшних требованиях охраны природы и дефицитности цемента далеко не всегда может оказаться оптимальным экологически.

Обобщение практических данных о влиянии закладочных работ на окружающую среду показывает, что оно неоднозначно в разных условиях и может быть как положительным, так и от-

рицательным. Применение систем разработки с закладкой выработанного пространства предохраняет поверхность от обрушения и проседания, способствуя сохранению гидрогеологического и гидрологического режимов, что значительной мере предотвращает ущерб окружающей среде. Однако в тех случаях, когда требуется добывать закладочный материал на специальных карьерах, применение систем с закладкой приводит к дополнительному нарушению окружающей среды.

Выполненные нами исследования показали, что в условиях КМА ущерб окружающей среде рудником при подземном способе разработки системами с обрушением составлял 0,34—0,35 руб/т, а системами с закладкой только 0,04—0,06 руб/т, т.е. в 6—9 раз меньше. Если в аналогичных условиях для производства 1 м³ закладочного материала требуется добыть открытым способом 1600—1800 кг песка, гравия, щебня, то выигрыша от применения систем с закладкой не будет, так как ущерб окружающей среде при открытых горных работах в 5—20 раз больше, чем при подземных.

Если в данном случае для получения заполнителей твердеющей закладки необходимо добывать их на специальных карьерах, то на каждую тонну добычи руды при ее объемной массе $\gamma = 3$ т/м³ необходимо добыть примерно $1{,}8/3 = 0{,}6$ т закладочного материала. При ущербе окружающей среде от карьера, равной 1,5 руб/т добычи и от рудника 0,05 руб/т, общий ущерб окружающей среде от рудника и закладочного карьера при системах с закладкой будет равен $1{,}5 \cdot 0{,}6 + 0{,}05 = 0{,}95$ руб/т, т.е. почти втрое больше, чем при самых казалось бы неблагоприятных с экологической точки зрения системах разработки с обрушением.

Если учесть, что для производства цемента необходимо добыть открытым способом определенное количество мергелей или другого минерального сырья и переработать это сырье на цементном заводе, то можно прийти к выводу, что закладочный материал на основе цемента далеко не везде может оказаться экономически выгодным и тем более экологически приемлемым. Как мергелевые карьеры, так и цементные заводы наносят огромный ущерб окружающей среде. Определим его в расчете на 1 т добычи. Пусть масса цемента в 1 м³ закладочного материала равна γ, а выход цемента при переработке 1 т мергеля на цементном заводе равен $\varphi_ц$, тогда

для обеспечения добычи 1 т рудной массы системой с закладкой необходимо карьером добыть мергеля в количестве, равном $d_м = \varphi_ц/\gamma_р\gamma_ц$ т/т рудной массы. Если $\varphi_ц = 0{,}30$ т, $\gamma_ц = 0{,}5$ т, $\gamma_р = 3$ т/м³, то $d_м = 0{,}30/(3 \cdot 0{,}5) = 0{,}2$ т/т. Ущерб окружающей среде, наносимый мергельным карьером и цементным заводом, в расчете на 1 т добываемого полезного ископаемого определится (руб/т) по формуле

$$У_ц = d_м У_м + d_м У_ц = \varphi_ц У_м/\gamma_р\gamma_д + \varphi_ц У_ц/\gamma_р\gamma_ш,$$

где $У_м$ — ущерб окружающей среде, приходящийся на 1 т мергеля при добыче его карьером, руб.; $У_ц$ — ущерб окружающей среде, приходящийся на 1 т мергеля при переработке его на цементном заводе, руб.

Этот ущерб может оказаться довольно большим. Например, если $У_м = 0{,}5$ руб/т, $У_ц = 0{,}8$ руб/т и $d_м = 0{,}2$, то $У_ц = 0{,}26$ руб/т. Этот ущерб соизмерим с ущербом, который наносится горными работами системой разработки с обрушением.

Совсем иное происходит, когда в качестве закладочного материала используются отходы горного, обогатительного, металлургического и других видов производств.

В этом случае не только полностью проявляются положительные последствия применения закладки выработанного пространства (сохранение поверхности, гидрологического и гидрогеологического режимов в районе месторождения и т.п.), но и сокращаются некоторые расходы и ущербы. Прежде всего, уменьшаются капитальные и эксплуатационные затраты на складирование этих отходов. Только эксплуатационные затраты достигали ранее от 1 до 3 руб/т отходов.

Если расход хвостов или других отходов горного производства на 1 м³ твердеющей закладки равен $\varphi_х$, выход отходов и хвостов после добычи и переработки 1 т рудной массы $\gamma_х$, то снижение затрат на транспортирование и складирование отходов и хвостов и снижение ущерба окружающей среде от отвалов и хвостохранилищ определится (руб/т) как

$$Э_х = \left(\gamma - \varphi_х/\gamma_р\right)\left[c_х + К_{удх}\left(1 + E_к\right) + У_х\right],$$

где $c_х$ и $К_{удх}$ — текущие и удельные капитальные затраты на транспортировку и складирование 1 т отходов и хвостов, руб/т; $У_х$ —

удельный ущерб окружающей среде от 1 т хвостов или других отходов, руб/т.

Таким образом, при использовании в качестве заполнителей специально добываемых щебня, песка и другого материала, а в качестве вяжущего — цемента к себестоимости закладочных работ необходимо прибавить величину ущерба окружающей среде от щебеночных и цементных карьеров и цементных заводов.

И наоборот, если в качестве вяжущего и заполнителей используются отходы горного, обогатительного и металлургического производства, то из себестоимости закладочных работ следует вычесть величину снижения ущерба окружающей среде от вредного воздействия отвалов и хвостохранилищ, а также затрат на транспортирование и складирование отходов и хвостов.

12.7. УСТАНОВЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО УРОВНЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Задача установления оптимальных или нормативных показателей использования недр является одновременно задачей выбора оптимального варианта той или иной системы разработки месторождения. Нормативные показатели использования недр должны соответствовать наиболее экономичным оптимальным условиям эксплуатации месторождения с точки зрения минимального расходования материальных, трудовых и минеральных ресурсов с учетом стадий разведки, добычи и переработки руд.

Оптимальные показатели потерь и разубоживания руды, зависящие от принятого варианта разработки, должны устанавливаться и пересматриваться в случае любого изменения горно-геологических условий, технологии добычи и переработки и основных технико-экономических показателей. В общем случае оптимизация эксплуатационных потерь и разубоживания должна основываться на сравнительной оценке вариантов каждой системы разработки. Причем принимаемые по каждому варианту показатели использования запасов должны быть наилучшими (оптимальными в рамках варианта) с учетом контуров выемки, параметров днища, режима выпуска и т.д.

В зависимости от числа влияющих факторов и сложности связей оптимизация уровня потерь и разубоживания руды может осуществляться в один или несколько этапов (в начале в рамках варианта, а затем в рамках системы и комбинации систем), обычными расчетами по вариантам или путем экономико-математического моделирования с применением вычислительной техники.

При обосновании уровня извлечения полезных ископаемых, оптимального с позиций интересов народного хозяйства в целом, необходимо в данных критериях учесть величину ущерба, наносимого горными работами окружающей среде, например, по формуле

$$П'_р=\left[(1-П)/(1-Р)\right](ц_д - с_д - У_{ос}),$$

где $У_{ос}$ — ущерб окружающей среде, руб/т.

Для выполнения расчетов необходимы данные, характеризующие закономерности изменения потерь и разубоживания полезных ископаемых, которые могут быть установлены тремя способами: аналитическим, экспериментальным и статистическим. Например, для нормирования потерь и разубоживания руды при системах с обрушением (этажного и подэтажного обрушения) зависимости изменения показателей использования недр могут быть установлены либо на основе теории выпуска, либо на основе экспериментальных данных. Тем или другим методом устанавливаются зависимости изменения потерь и разубоживания руды по мере выпуска из блока.

Кроме того, для осуществления расчетов по оптимизации потерь и разубоживания необходимо иметь все стоимостные данные по затратам и отпускным ценам, а также закономерности изменения показателей обогащения (извлечения металлов в концентраты, содержания их в концентратах, в хвостах и т.д.) в зависимости от содержания металлов в руде.

Определение оптимального (нормативного) уровня потерь и разубоживания руды при камерно-столбовой системе разработки основано на сравнении вариантов этой системы с оставлением рудных целиков того или иного размера и без них, в частности, без рудной корки в кровле. При оптимальных размерах камер и опорных целиков сравнению могут подлежать только варианты камерно-столбовой системы, отличающиеся размерами околоштрековых целиков, рудных корок, «мостов» и т.д.

В тех случаях, когда изменение потерь и разубоживания руды может изменить производственную мощность рудника по конечному продукту, то оптимизация их должна осуществляться на основе более сложных критериев.

Установление нормативов потерь и разубоживания руды на основе критерия прибыли в расчете на 1 т руды балансовых запасов правомерно только при постоянном производстве конечной продукции. При неизменной производственной мощности рудника по рудной массе, что обычно имеет место в случае увеличения разубоживания руды, будет уменьшаться производство конечной продукции, что при прочих равных условиях увеличит затраты (в расчете на единицу конечной продукции) по добыче и переработке и общерудничные (общекомбинатские) расходы, а также ухудшит эффективность использования производственных фондов предприятия в целом. И наоборот, эти затраты сократятся при уменьшении разубоживания руды за счет сокращения количества добываемой и перерабатываемой породы и увеличения извлечения металлов из добываемой рудной массы при переработке.

Увеличение производственной мощности рудника по конечному продукту повысит эффективность использования производственных фондов (рудника, обогатительной фабрики, металлургического завода и комбината в целом). Предприятие без дополнительных капиталовложений будет давать больше конечной продукции. В определенных случаях снижение потерь руды также позволит увеличить производственную мощность предприятия по конечному продукту, особенно, если оставлять в потерях обедненные участки. Снижение отрицательных последствий роста разубоживания руды может быть обеспечено благодаря некоторому увеличению производственной мощности предприятия по рудной массе, что вполне возможно при наличии некоторого резерва мощности.

В наиболее общем случае при изменяющейся в зависимости от величины потерь и разубоживания руды производственной мощности предприятия по конечному продукту в качестве критерия оптимизации (нормирования) показателей использования недр необходимо принимать годовую прибыль за вычетом капиталовложений.

Этот критерий (руб/год) можно представить в следующем виде:

для базового варианта

$$П_{рбг} = A_б \left(ц_{дб} - с_{дб}\right) - К_б \left(1 + E_к\right);$$

для любого другого варианта

$$П_{рг} = A\left(ц_д - с_д\right) - К_б \left(1 + E_к\right),$$

где $A_б$ и A — производственная мощность предприятия по рудной массе соответственно при базовом и любом другом варианте, т/год; $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность соответственно при базовом варианте потерь и разубоживания руды (например, при фактических показателях на руднике) и при любом другом варианте, руб/т; $с_{дб}$ и $с_д$ — удельные эксплуатационные затраты на добычу и переработку рудной массы соответственно при базовом и любом другом варианте, руб/т; $К_б$ и $К$ — величина капитальных затрат при базовом и другом вариантах, руб/год; $Е_к$ — процентная ставка за кредит, если используются заемные средства.

Эксплуатационные затраты при постоянной добыче рудника по рудной массе могут быть представлены в зависимости от потерь и разубоживания как

$$с_{дб} = \left[\left(1 - Р_б\right)/\left(1 - П_б\right)\right]\left(А_1 + А_2 + А_3\right) + А_4 + А_5,$$

$$с_{дi} = \left[\left(1 - Р_i\right)/\left(1 - П_i\right)\right]\left(А_1 + А_2 + А_3\right) + А_4 + А_5.$$

В случае изменения производственной мощности предприятия по рудной массе до $A = A_б\left(1 + q\right)$ затраты будут равны

$$с'_{дi} = с_{дi}\left(1 + q\varphi\right)/\left(1 + q\right),$$

где q — доля увеличения производственной мощности рудника по рудной массе при повышенном разубоживании; φ — коэффициент, учитывающий долю условно-постоянных затрат в себестоимости добычи.

Обычно φ изменяется от 0,8 на малых рудниках до 0,6 на крупных и весьма крупных предприятиях, где удельные условно-постоянные затраты сравнительно невелики. При небольшом увеличении производственной мощности рудника удельные дополнительные затраты будут невелики, при большом увеличении они, по-видимому, возрастут. Эти затраты будут различными для разных рудников. Например, на ртутных рудниках основные затраты идут на геологоразведочные и подготовительно-нарезные работы, а затраты на переработку сравнительно невелики — лишь 8—12 %

от общих затрат. В таких условиях даже значительное разубоживание руды породами с некоторым содержанием ртути при соответствующем оптимальном увеличении объема добычи и переработки может привести не к ущербу, а к повышению эффективности работы предприятия при одновременном увеличении производства конечной продукции, а также улучшению использования производственных фондов.

Особую важность при решении задачи оптимизации потерь и разубоживании руды имеет установление закономерностей их взаимосвязи. Обычно бывает так, что при увеличении одного из этих показателей другой уменьшается и наоборот.

Непременным условием сравнительной оценки систем разработки применительно к условиям всех рудников и угольных шахт является обеспечение условий сравнимости их технико-экономических показателей, т.е. при каждой системе разработки должны быть предварительно найдены оптимальные для рассматриваемых горно-геологических условий показатели. Например, показатели потерь и разубоживания руды должны соответствовать их оптимальному уровню при каждом из сравниваемых вариантов. В частности, при системе этажного и подэтажного обрушения оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием может быть установлено на основе изучения зависимостей их изменения по мере выпуска рудной массы из блока. Затем показатели, соответствующие выпуску руды на различных стадиях (например, в объеме 90, 100, 110, 115 % по отношению к запасам блока), подставляются в основной критерий экономической оценки систем разработки. Оптимальным уровнем потерь и разубоживания руды будет такой, при котором та или иная система разработки обеспечивает максимальную эффективность отработки балансовых запасов.

Применительно к условиям сложных, в частности, ртутных месторождений, зависимость между потерями и разубоживанием руды можно установить на основе статистической обработки фактических данных по большому числу блоков. В качестве точки могут быть приняты и фактические (отчетные) показатели по руднику. Статистической обработкой данных может быть подобрана эмпирическая формула зависимости, например, потерь от разубоживания

$$Р = f_1(П),\ П = f_2(Р).$$

На основе этой зависимости можно выбрать несколько вариантов величины потерь и соответствующих им по этой зависимости вариантов величины разубоживания в пределах наиболее вероятного изменения этих показателей. Путем сравнения вариантов разработки с этими показателями потерь и разубоживания выбирается наиболее экономичный из них. Второй важной идеей для оптимизации уровня потерь и разубоживания руды является обоснование возможности и целесообразности некоторого увеличения добычи рудной массы при увеличении разубоживания. Особенно если разубоживающие породы содержат полезные компоненты.

12.8. МЕТОДИКИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Технико-экономическая оценка систем разработки является наиболее важным этапом выбора варианта формирования оптимальной технологии горных работ. Еще в работах акад. М.И. Агошкова, проф. П.И. Городецкого, Р.П. Каплунова, В.Р. Именитова, В.А. Шестакова и многих других ученых были сформулированы основные принципы экономической оценки систем разработки, которые заключаются в следующем. После предварительного отбора технически пригодных систем разработки и исключения из дальнейшего сравнения явно экономически невыгодных вариантов для дальнейшего детального анализа обычно остается несколько систем разработки. Как правило, таких систем оказывается немного, в пределах 2—4. Причем, если одни из них позволяют добывать рудную массу дешево и с высокой производительностью, то эта рудная масса оказывается пониженного качества (разубоженная) и в большом количестве допускаются потери руды. Другие же системы, наоборот, позволяют более полно извлекать запасы недр и повысить качество добываемой рудной массы, но требуют повышенных затрат труда и средств.

Методики оценки систем разработки, имея единую экономическую основу, применительно к условиям каждой из отраслей горно-добывающей промышленности (рудникам черной металлургии, цветной металлургии, угольной промышленности) имеют свои характерные особенности. Эти отличия свойственны в первую оче-

редь методам определения ценности (извлекаемой ценности) добытого полезного ископаемого (угля, руды, нерудных) и затрат на разведку, добычу и переработку. Однако общие методические положения и критерии для оценки должны быть едиными для всех горно-добывающих предприятий. Основное отличие методик заключается лишь в том, что в главный критерий оценки подставляются значения извлекаемой ценности, затраты на разведку, добычу и переработку, величины потерь и разубоживания руды (показателей извлечения из недр и изменения качества), которые определяются по формулам, наиболее полно соответствующим тем или иным горно-техническим условиям или той или иной горно-добывающей отрасли.

Поэтому окончательное сравнение технически пригодных и безопасных систем обычно осуществляют на основе детальных технико-экономических расчетов. Большое значение здесь имеет выбор правильной, наиболее полно отвечающей условиям методики оценки.

В большинстве работ, посвященных сравнительной оценке систем разработки, а также в действующих инструкциях и типовых методических указаниях, в частности в «Типовых методических указаниях по учету, экономической оценке и нормированию потерь твердых полезных ископаемых» было рекомендовано применять в качестве критерия оценки прибыль в расчете на 1 т балансовых запасов полезного ископаемого.

Оценке систем разработки, установлению экономических последствий потерь полезных ископаемых, сравнению вариантов технических решений в расчете на 1 т руды погашаемых балансовых запасов в настоящее время посвящено подавляющее большинство работ.

В общем виде критерий экономической оценки систем разработки обычно выражался формулами (руб/т):

а) прибыли (чистой прибыли)

$$П_р = \frac{1-П}{1-Р}(ц_д - с_д);$$

б) дифференциальной горной ренты (дохода)

$$Д_р = \frac{1-П}{1-Р}(ц_{дз} - с_д),$$

где П и Р — потери и разубоживание руды, доли единицы; $ц_д$ — извлекаемая ценность 1 т добытого полезного ископаемого (рудной

массы) по отпускным ценам продуктов, руб/т; $ц_{дз}$ — то же, по замыкающим затратам на производство продуктов (на худших предприятиях по отрасли), руб/т; $с_д$ — эксплуатационные или приведенные затраты на производство конечной продукции в расчете на 1 т добываемой рудной массы, руб/т.

Для рудников цветной металлургии извлекаемая ценность добываемой рудной массы определяется по формулам:

а) при комплексном извлечении полезных компонентов

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-Р_i)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}\varepsilon_{мij}ц_{мij};$$

б) при оценке двух стадий (добычи и обогащения)

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-Р_i)\varepsilon_{оi}ц_i;$$

в) при однокомпонентной руде

$$ц_д = 0{,}01c(1-Р)\varepsilon_о ц_i,$$

где c_i — содержание i-го компонента в руде балансовых запасов, %; $Р_i$ — разубоживание руды по i-му компоненту, доли ед.; $\varepsilon_{оij}$ — извлечение i-го компонента при обогащении в j-й концентрат, доли ед.; $\varepsilon_{мij}$ — извлечение i-го компонента при металлургическом переделе j-го концентрата, доли ед.; n — число полезных компонентов в руде; m — число концентратов; $ц_{мij}$ — отпускная цена i-го металла, извлекаемого из j-го концентрата, руб/т; $ц_i$ — отпускная цена i-го металла в концентрате, руб/т; 0,01 — коэффициент пересчета процентов.

Если содержание полезного компонента (металла) в добытой рудной массе выражается не в процентах, а в г/т, г/м³, кг/т, кг/м³, например, в рудах золота, серебра и т.п., то в формулах для определения извлекаемой ценности коэффициент 0,01 не приводится, а отпускные цены на металлы и металлы в концентратах выражаются не в руб/т, а в руб/г, руб/кг и т.д.

Например, извлекаемая ценность добываемой рудной массы с содержанием золота определится по формуле

$$ц_д = c(1-Р)ц_з,$$

где $ц_з$ — отпускная цена 1 г золота в руде, руб.

Если в процессе подготовки и обогащения поток золотосодержащей рудной массы разделяется, например, после дробления и отмывки, то извлекаемая ценность будет определена по формуле

$$ц_д=(1-\varphi)a_o\varepsilon_o ц_п+\varphi a_x\varepsilon_x ц_п,$$

где φ — доля мелочи рудной массы, отмываемой от общего количества в процессе доводки; a_o и a_x — содержание золота в обогащенной части рудной массы и в отмытой части, г/т, кг/т; ε_o и ε_x — извлечение золота в концентрат из обогащенной части и отмытой, доли ед.; $ц_п$ — цена золота в концентрате, руб/г.

Для условий разработки многокомпонентных руд благородных и редких металлов, например, золото-серебряной, извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится как сумма извлекаемых ценностей

$$ц_д=\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)ц_{pi}.$$

Если установлены отпускные цены на благородные металлы в концентратах и в конечной продукции, то извлекаемая ценность определится по формулам:

$$ц_д=\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi}ц_{пi},$$

$$ц_д=\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oi}\varepsilon_{мi}ц_{мi},$$

В этих формулах: $ц_{pi}$, $ц_{пi}$, $ц_{мi}$ — отпускные цены i-го металла в руде, промпродукте и в конечной продукции, г/т, кг/т; ε_{oi} и $\varepsilon_{мi}$ — извлечение i-го металла в концентрат (промпродукт) и в конечную продукцию, доли ед.

Для руды золото-серебряной с содержанием свинца извлекаемая ценность определяется по формуле

$$ц_д=\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)ц_{зi}+0{,}01c_c(1-P_c)ц_c,$$

где $ц_c$ — отпускная цена свинца в руде, руб/т; $ц_{зi}$ — отпускная цена 1 г i-го компонента в руде, руб/г; n — число извлекаемых из руды полезных компонентов; c_c — содержание свинца в руде, %; c_i и P_i —

содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов (г/т) и разубоживание руды по i-му металлу (доли ед.); P_i — разубоживание по свинцу.

В условиях рудников черной металлургии извлекаемая ценность (руб.) 1 т рудной массы в случае ее комплексного использования определяется по формуле

$$ц_д=\sum_{i=1}^{n}\gamma_i ц_i,$$

где γ_i — выход i-го продукта из 1 т рудной массы, т/т; $ц_i$ — отпускная цена i-го продукта, руб/т.

Выход основного готового продукта (железного промпродукта или концентрата) определяется по формуле

$$\gamma_{пк}=a\varepsilon_{пк}/\beta_{пк} \text{ или } \gamma=(a-\theta)/(\beta_{пк}-\theta),$$

где $a = c(1 - P)$ — содержание железа в рудной массе, %; $\varepsilon_{пк}$ — извлечение железа в промпродукт или концентрат, доли ед.; $\beta_{пк}$ — содержание железа в промпродукте или концентрате, %; θ — содержание железа в хвостах обогащения, %.

Показатели извлечения при обогащении руд черных металлов для различных сравниваемых систем и способов разработки, как и руд цветных металлов, могут быть определены на основе зависимости извлечения в концентрат и содержания в концентрате от содержания металлов в добываемой и перерабатываемой рудной массе (или величины разубоживания руды). Зависимости можно установить, обработав статистические ежесменные данные за период 6—12 мес. соответствующей обогатительной фабрики или проведя специальные исследования. Когда в составе предприятий имеются не только рудники и обогатительные фабрики, но и агломерационные фабрики, то выход полезного продукта определится по формуле

$$\gamma_a=\gamma_к\varepsilon_a\beta_к/\beta_a,$$

где $\gamma_к$ и γ_a — выход концентрата и агломерата из 1 т рудной массы, т/т; ε_a — извлечение из концентрата в агломерат, доли ед.; $\beta_к$ и β_a — содержание железа в концентрате и агломерате, %.

Отпускные цены на продукцию установлены для отдельных бассейнов и предприятий. В зависимости от содержания железа отпускные цены железной руды, промпродуктов, концентратов или агломератов могут быть определены по формулам:

для руды

$$ц_р = ц_{ро} - Δрр(a_о - a);$$

для промпродукта

$$ц_п = ц_{по} - Δпр(β_о - β);$$

для концентрата

$$ц_к = ц_{ко} - Δкр(β_{ок} - β_к);$$

для агломерата

$$ц_а = ц_{ао} - Δар(β_{аг} - β_а);$$

где $ц_{ро}$, $ц_{по}$, $ц_{ко}$, $ц_{ао}$ — отпускная цена рудной массы, промпродукта, концентрата и агломерата при каких-то базовых в них содержаниях железа $a_о$, $β_о$, $β_{ок}$, $β_{аг}$, %, руб/т; Δрр, Δпр, Δкр, Δар — доплата за каждый процент отклонения от базового содержания железа в рудной массе, промпродукте, концентрате и агломерате, руб/т; a, β, $β_к$, $β_а$ — содержание железа в рудной массе, промпродукте, концентрате, агломерате, %.

При комплексном использовании железной руды и щебня извлекаемая ценность рудной массы определится по формуле

$$ц_д = γ_к ц_к + γ_щ ц_щ,$$

где $ц_щ$ — отпускная цена 1 т щебня, руб/т, $γ_щ$ — выход щебня, т/т.

Если из хвостов магнитной сепарации извлекается медь, ванадий, цинк, кобальт и т.д., то извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится по формуле

$$ц_д = 0{,}01\sum_{1}^{n} c(1-Р)ε_о ц_{мк}(1-γ_к) + γ_к ц_к,$$

где c (1 – Р), $ε_о$, $ц_{мк}$ — содержание меди (или другого полезного компонента) в хвостах, его извлечение в концентрат и отпускная цена металла в концентрате.

В условиях месторождений горно-химического сырья извлекаемая ценность добываемой рудной массы при комплексном использовании руды может быть определена по формулам:

$$ц_д = 0{,}01\sum_{1}^{n} c(1-Р)ε_о ц_{мк},$$

$$ц_д = c(1-Р)ε_о ц_к/β_к,$$

где $ε_о$ — извлечение при обогащении, доли ед.; $ц_к$ — отпускная цена (или замыкающие затраты) концентрата со стандартным содержанием в нем полезных компонентов (хлористого калия в сильвинитах, пятиоксида фтора в апатитах и т.д.); $ц_{мк}$ — то же полезного компонента (металла) в концентрате; $β_к$ — фактическое содержание в конечном продукте, %.

Если цена конечного продукта $ц_к$ изменяется не прямопропорционально содержанию в нем полезного компонента, то она определяется по следующей формуле

$$ц_ф = ц_к - Δ(β_к - β_ф),$$

где Δ — доплата за каждый процент отклонения содержания полезного компонента от стандартного, руб.

Учет комплексного использования руд и концентратов как в цветной металлургии, так и в других отраслях горной промышленности позволяет более точно определять качество добываемого полезного ископаемого.

Необходимо также принимать во внимание ценность добываемого полезного ископаемого с учетом использования выработанного пространства, которую можно определить по формуле

$$ц'_д = ц_д + ц_{вп}\frac{φ}{γ},$$

где γ — объемная масса руды, т/м³; $ц_{вп}$ — стоимость 1 м³ выработанного пространства, руб.; φ— доля используемого в общем объеме выработанного пространства, доли ед.

Если сравниваемые варианты разработки обеспечивают примерно одинаковое количество погашаемых в единицу времени балансовых запасов, т.е. примерно одинаковую степень влияния совокупности таких факторов, как интенсивность отработки, производственная мощность рудника, потери и разубоживание полезного ископаемого, то сравнение систем и технологии разработки в расчете на 1 т балансовых запасов вполне правомерно. Однако, как случай одинакового качества добываемого полезного ископаемого, когда правомерен критерий прибыли в расчете на 1 т добытого полезного ископаемого (рудной массы), так и случай одинакового

количества ежегодно погашаемых балансовых запасов при сравниваемых вариантах разработки, когда правомерен критерий прибыли в расчете на 1 т добытого полезного ископаемого (рудной массы), являются не всеобъемлющими, а лишь частными.

Если принять во внимание полное влияние всех действующих факторов, то можно прийти к выводу, что равенство ежегодно погашаемых балансовых запасов при разном уровне потерь и разубоживания полезных ископаемых, разной интенсивности горных работ, различных сроках отработки, переменной величине извлекаемых запасов месторождения и изменения других факторов практически трудно обеспечить. Если же не учитывать изменения этих важнейших факторов, то можно недооценить значение и чрезвычайную важность таких прогрессивных направлений совершенствования технологий разработки, которые обеспечивают увеличение добычи, концентрацию горных работ и повышение интенсивности отработки, что особенно важно в условиях месторождений ценных полезных ископаемых.

Сравнение систем разработки на основе критерия дифференциальной горной ренты в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов также правомерно лишь при равенстве ежегодно погашаемых запасов и количества производимой продукции. В большинстве случаев это равенство не может быть обеспечено, особенно при различных системах разработки, когда равенство погашаемых балансовых запасов еще не характеризует равенство производимой продукции, которое может отличаться в силу различия показателей потерь и разубоживания руды. В зависимости от применяемой системы разработки обычно изменяется не только качество добываемой рудной массы и количество производимой предприятием конечной продукции, но и величина извлекаемых запасов месторождения.

Если в случае равенства погашаемых балансовых запасов при одной из систем разработки предприятие будет давать меньше продукции, чем при другой, то разницу недодаваемой продукции при этой системе разработки придется выполнять либо за счет других, возможно, значительно худших предприятий (замыкающих), либо за счет дополнительных капиталовложений. Наоборот, при увеличении производства конечной продукции (например, за счет снижения разубоживания) имеется воз-можность соответственно уменьшить производство продукции на худших (замыкающих) предприятиях, не делать новых

капиталовложений и за счет этого получить экономию по совокупности предприятий или по отрасли в целом.

Важным недостатком методик оценки систем разработки в расчете на 1 т руды балансовых запасов как по прибыли, так и по дифференциальной ренте, является несоответствие этих критериев критерию оценки эффективности хозяйственной деятельности горных предприятий. Принципы оценки деятельности горно-добывающих предприятий обычно построены в расчете на 1 т добываемого полезного ископаемого, 1 т товарной руды, концентрата или металла или в расчете на величину рудной массы, добываемой за определенный период времени (год, месяц). В расчете на 1 т рудной массы или конечной продукции составляется калькуляция ее себестоимости. Критерий оценки в расчете на 1 т добытого полезного ископаемого (рудной массы) больше отвечает этой задаче (сопоставление полученных расчетом показателей систем разработки и фактических показателей рудника), но не учитывает влияния потерь и непригоден для сравнения систем из-за несравнимости результатов расчета при разном содержании полезных компонентов в добываемой рудной массе и разном количестве добываемой рудной массы.

В общем случае сравниваемые системы разработки могут отличаться не только по показателям потерь и разубоживания руды, а также текущих затрат на добычу, но и по величине капитальных затрат (особенно в связи с широким внедрением самоходного оборудования), производительности труда и, что особенно важно, по интенсивности горных работ и производственной мощности рудника.

Главный эффект от применения более интенсивной технологии, в частности, с самоходным оборудованием — увеличение производства продукции, которое несомненно позволяет увеличить интенсивность подготовительных и очистных работ в 1,5—2 раза и более. А это значит, что создаются реальные возможности концентрации всей работы соответственно на меньшей рудной площади либо при той же рудной площади обеспечить значительное увеличение добычи руды и благодаря этому улучшить использование всех имеющихся на предприятии производственных фондов, а в определенных условиях уменьшить себестоимость добычи и переработки за счет снижения условно-постоянных затрат.

Применение самоходного оборудования, как и любых дополнительных капиталовложений, должно окупаться за счет прироста прибыли, что возможно за счет снижения удельных затрат и

увеличения производства конечной продукции. Вопреки этой истине в практике часто, применив более интенсивную технологию, оставляют производственную мощность рудника неизменной.

Однако, даже в условиях плановой экономики эти критерии были пригодны не для всех возможных случаев.

В принципе, расчет на 1 т руды балансовых запасов, как объективно существующей категории, одинаковой при всех сравниваемых системах и способах разработки, является вполне достаточным и обоснованно пригодным для большого числа случаев. Поэтому не случайно критерии прибыли в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов рекомендовались для применения многими авторами и официальными инструкциями.

Главным недостатком методик оценки систем разработки в расчете на 1 т балансовых запасов, как по прибыли, так и по дифференциальной ренте, является несоответствие этих критериев критерию оценки эффективности хозяйственной деятельности горно-рудных предприятий.

Анализируя опыт применения различных критериев и методик оценки систем разработки можно отметить, что, несмотря на большое число работ в этой области, известные методики применительно к современным экономическим условиям имеют серьезные недостатки. Они не учитывают целого ряда факторов. Во-первых, они не учитывают возможную разницу в производственной мощности рудника, во-вторых, разницу в капиталовложениях. Недостаточно точно определяется извлекаемая ценность добываемой рудной массы.

Если при сравниваемых системах разработки различаются затраты на вскрытие месторождения и соответственно затраты на транспорт и подъем руды, то эта разница должна быть учтена при определении себестоимости и удельных капиталовложений для каждой из сравниваемых систем разработки. Если системы разработки обеспечивают разный уровень сохранности земель или каких-то других природных ресурсов, то необходимо учесть ущерб от потерь земель и нарушения продуктивности других природных ресурсов.

Важным этапом расчетов по сравнению систем разработки должно быть также определение срока строительства рудника и освоение его проектной мощности при базовом варианте и других сравниваемых с ним вариантах, что также недостаточно учитывается в известных методиках оценки систем разработки.

12.9. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С УЧЕТОМ ВЛИЯНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Очень важными факторами экономической оценки систем разработки рудных месторождений являются не только величина потерь и разубоживания руды, но и место и источник образования их отдельных частей, а также стадии горных работ, на которой они образуются. В зависимости от этого может быть разным экономическое значение потерь и разубоживания руды. Обычно принято считать, что чем больше величина разубоживания, тем меньше извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого (рудной массы). Вместе с тем, как правило, не учитываются такие важные обстоятельства, как свойства разубоживающих пород, их источники и характер влияния на процесс обогащения добываемого полезного ископаемого (извлечение металлов в концентраты и содержание их в концентратах), возможное изменение удельных затрат на подготовку запасов и других эксплуатационных затрат в расчете на извлекаемые из рудной массы металлы, а также на величину возможной производственной мощности рудника по рудной массе и по конечному продукту.

На многих рудниках цветной металлургии каждые 10 % разубоживания руды вмещающими породами приводят к снижению извлечения металлов при обогащении на 2—3 %, а разубоживание руды закладочным материалом на цементной основе только на 2—3 % приводит к такому же снижению извлечения при обогащении. Еще сильнее влияет на показатели извлечения при обогащении разубоживание руды породами, содержащими кальцит (на вольфрамовых месторождениях), диоксид кремния (на бокситовых месторождениях), окисленные формы минералов и т.д.

И наоборот, разубоживание руды породами, содержащими полезные компоненты, приводит к сравнительно небольшому снижению извлечения металлов при обогащении и к некоторому увеличению (по сравнению с разубоживанием пустыми породами) производства конечной продукции (металлов в рудной массе, в концентратах и т.д.)

Поэтому для правильной оценки систем разработки важно учитывать не только величину разубоживания, но и качество разубоживающих пород, в частности, содержание в них полезных и вредных компонентов.

Кроме этого, необходимо учитывать, на какой стадии допускаются потери, а также откуда и при каком процессе добычи в рудную массу поступает то или иное количество разубоживающих пород с тем или иным содержанием полезных и вредных компонентов, поскольку качество этих пород может быть разным и, соответственно, разным будет их влияние на показатели обогащения.

Так, на руднике «Молибден» Тырныаузского ГОКа содержание кальцита в породах от проходки подготовительно-нарезных выработок составляет 6—10 %, а в породах, разубоживающих руду при очистной выемке, — от 10 % до 18 %. Особенность разработки Тырныаузского месторождения состоит в том, что вся добываемая рудная масса перепускается по глубоким рудоспускам на основной вскрывающий горизонт 2015 м и дополнительно разубоживается породами от истирания стенок рудоспусков. Это дополнительное разубоживание обычно составляет от 1 до 3 % в зависимости от конструкции рудоспуска и свойств пород, по которым этот рудоспуск пройден. Несмотря на сравнительно небольшую величину данного разубоживания экономическое значение его может быть достаточно существенным. Так, если породы стенок рудоспусков представлены мраморами, то при разубоживании перепускаемой рудной массы только в 2 %, снижение извлечения при обогащении будет примерно таким, как и от всех остальных источников разубоживания руды породами (от проходки выработок, при отбойке и от примешивания в процессе выпуска).

Выделение источников разубоживания руды и определение показателей, характеризующих величины влияния качества разубоживающих пород на показатели обогащения (извлечение металлов в концентраты и их содержание в концентратах), позволяет целенаправленно совершенствовать технологию разработки конкретного месторождения в наиболее эффективных направлениях.

На действующем предприятии эффективность базового варианта системы разработки может быть определена либо на основе суммы прибыли за год, либо на основе суммы дисконтированной прибыли за какой-то другой расчетный срок сравнительной оценки вариантов. Годовая прибыль при базовом варианте систем разработки определится по формуле (руб.)

$$П_{ргб} = A_{рб}\,(ц_{дб} - с_{дб}),$$

где $A_{рб}$ — производственная мощность рудника при базовом варианте, т/год; $ц_{дб}$ и $с_{дб}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и эксплуатационные затраты на её добычу и переработку, руб/т.

Если производственная мощность рудника обеспечивается разработкой нескольких рудных тел с разными горно-геологическими условиями и соответственно разными системами разработки, как это имеет место, например, на руднике «Молибден», то сравнительную оценку систем следует осуществлять по каждому рудному телу в отдельности с учетом доли добычи с этого рудного тела в общей добыче по руднику в целом и возможным изменением этой доли при новом варианте системы разработки.

В этом случае производственная мощность рудника при базовом варианте определится (т/год) по формуле

$$A_{рб} = \sum_{r=1}^{R} A_{rб},$$

где R — число разрабатываемых рудных тел; $A_{rб}$ — добыча с r-го рудного тела при базовом варианте, т/год.

Сумма годовой прибыли по руднику в целом составит (руб.)

$$П_{ргб} = \sum_{r=1}^{R} A_{rб}\,(ц_{дгб} - с_{дгб}) - К_{в}(1+E_{к}),$$

где $ц_{дгб}$ и $с_{дгб}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на её добычу и переработку в условиях r-й рудной залежи, руб/т; $К_{в}$ — капиталовложения для выполнения работ по вскрытию и подготовке необходимых для нормальной работы рудника запасов, руб/год; $E_{к}$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредит для выполнения работ по вскрытию и подготовке новых запасов, доли ед.

Однако показатель суммы годовой прибыли недостаточно характеризует ту или иную технологическую схему разработки месторождения, поэтому в более общем случае в качестве критерия оценки эффективности целесообразно применять сумму дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени с учетом величины капиталовложений и процентной ставки за кредит:

а) для проектирования нового горного предприятия

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) / \left(1+E\right)^{t_р-1} - \sum_{t=1}^{t_с} К_{вt}\left(1+E_{к}\right)^{t_с};$$

б) для реконструкции, расширения и технического перевооружения действующего горного предприятия

$$\sum_{t=1}^{t_р}\Pi_{рг t}=\sum_{t=1}^{t_с}A_{б t}\left(ц_{дб t}-с_{дб t}\right)/\left(1+E\right)^{t_с-1}+$$

$$+\sum_{t=1}^{t_р-t_с}A_t\left(ц_{д t}-с_{д t}\right)/\left(1+E\right)^{t_р-t_с-1}-\sum_{t=1}^{t_с}К_{в t}\frac{\left(1+E_к\right)^{t_с}}{\left(1+E\right)^{t_с-1}},$$

где $A_{б t}$ и A_t — производственная мощность горного предприятия при базовом и новом вариантах разработки, т/год; $ц_{дб t}$ и $с_{дб t}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $ц_{д t}$ и $с_{д t}$ — то же при новом варианте разработки, руб/т; $t_с$ — срок строительства или реконструкции рудника, лет; $К_{в t}$ — капиталовложения в t-й год, руб.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредит для выполнения работ по строительству или реконструкции горного предприятия, доли ед.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $t_р$ — расчетный срок сравниваемой оценки, лет.

В связи с разными горно-геологическими условиями залегания рудных тел и применяемыми схемами подготовки запасов и системами разработки на этих залежах будут получены разные технико-экономические показатели разработки.

Однако, поскольку переработка добываемой на разных рудных залежах рудной массы осуществляется совместно и подчас на одной и той же обогатительной фабрике, то необходимо определять какие-то средневзвешенные технико-экономические показатели, например, среднее содержание металлов в погашаемых балансовых запасах $c_{ср}$ и в добываемой рудной массе $a_{ср}$ (%)

$$c_{ср}=\sum_{r=1}^{R}Б_r c_r\Big/\sum_{r=1}^{R}Б_r,$$

$$a_{ср}=\sum_{r=1}^{R}\frac{Б_r c_r(1-Р_r)}{(1-П_r)}\Big/\sum_{r=1}^{R}\frac{Б_r(1-Р_r)}{(1-П_r)},$$

где $Б_r$ — величина погашаемых балансовых запасов r-й залежи, т/год; $П_r$ и $Р_r$ — потери и разубоживание руды при разработке r-й залежи, доли ед.; c_r — содержание металла в руде балансовых запасов на r-й залежи, %, г/т.

Содержание металла в рудной массе из r-ой рудной залежи определится (%)

$$a_r=c_r\left(1-Р_r\right).$$

При этом необходимо иметь в виду, что на разных залежах будут разные источники потерь и разубоживания руды в силу разницы горно-геологических условий и применяемых систем разработки (%). Например,

$$Р_{ср}=\sum_{r=1}^{R}\sum_{к=1}^{K}Р_{rк}A_{rк}\Big/\sum_{r=1}^{R}A_{rк},$$

где $Р_{rк}$ — разубоживание руды из к-го источника на r-й залежи, доли ед.; $A_{rк}$ — объем разубоживающих пород из к-го источника r-й залежи, м³.

Среднее содержание металлов в добываемой рудной массе, подаваемой на обогатительную фабрику, определяется по формуле (%)

$$a_{ср}=\sum_{r=1}^{R}a_{ср}A_{ср}\Big/\sum_{r=1}^{R}A_r.$$

Аналогично могут быть определены средневзвешенные показатели потерь руды и содержания в рудной массе вредного компонента, например, кальцита (на руднике «Молибден» Тырныаузского ГОКа) или диоксида кремния (на рудниках СУБРа) и др. Средняя величина потерь руды по руднику определится по формуле (доли ед.)

$$П_{ср}=\sum_{r=1}^{R}\sum_{к=1}^{K}П_{rк}A_{rк}\Big/\sum_{r=1}^{R}A_{rк},$$

где $П_{rк}$ — к-я часть потерь руды при разработке r-й залежи, доли ед.

Средневзвешенное содержание кальцита, вредного для обогащения компонента, например, в добываемой рудной массе по г-й рудной залежи определится по формуле (%)

$$a_{кг}=\sum_{к=1}^{K}a_{ккr}A_{rк}\Big/\sum_{к=1}^{K}A_{rк},$$

где $a_{ккr}$ — содержание кальцита в к-й доле (источнике) добываемых разубоживающих пород и руды при разработке r-й рудной залежи, %; $А_{rк}$ — к-я доля добычи разубоживающих пород и руды при разработке r-й рудной залежи, доли ед.

Среднее содержание кальцита в добываемой рудной массе в целом по руднику определится по формуле (%)

$$a_к = \sum_{к=1}^{K}\sum_{r=1}^{R} a_{ккr}A_{rк} \Big/ \sum_{к=1}^{K} A_{rк}.$$

Определение среднего содержания в добываемой рудной массе кальцита или другого вредного компонента очень важно для оценки влияния его на показатели извлечения металлов в концентраты при обогащении. Выделение объемов разубоживающих пород и содержания в них кальцита по разным стадиям добычи и источникам этих частей разубоживания позволит более точно оценить экономическое значение разубоживания и на основе экономической оценки влияния разубоживания на показатели обогащения установить наиболее эффективные направления совершенствования вскрытия, подготовки запасов, систем разработки и технологической схемы эксплуатации месторождения в целом.

В случае снижения потерь и разубоживания, особенно снижения разубоживания породами, не содержащими металлов и содержащими кальцит, из тех же запасов руды, при прочих равных условиях и при той же производственной мощности рудника по рудной массе в концентраты, будет извлечено значительно больше металлов по сравнению с базовым вариантом технологии. Коэффициенты этого увеличения определятся по формулам:

а) в расчете на 1 т добытой рудной массы

$$К_о = \frac{(1-Р)\varepsilon_о}{(1-Р_б)\varepsilon_{об}};$$

б) в расчете на 1 т руды балансовых запасов

$$К_{до} = \frac{(1-П)(1-Р)\varepsilon_о}{(1-П_б)(1-Р_б)\varepsilon_{об}},$$

где $Р_б$ и Р — разубоживание руды при базовом и новом вариантах, доли ед.; $\varepsilon_{об}$ и $\varepsilon_о$ — извлечение металла при обогащении рудной массы, добываемой при базовом и новом вариантах, доли ед.; $П_б$ и П — эксплуатационные потери руды при базовом и новом вариантах, доли ед.

Например, если при базовом варианте разработки потери руды равны 15 %, а разубоживание 16 %, а при новом варианте потери составят 9 %, а разубоживание 8 %, то при содержании металла в руде балансовых запасов, равном 0,26 %, содержание металла

в добываемой рудной массе при базовом варианте будет равно $а_б$ = = 0,218 % (извлечение при обогащении $\varepsilon_{об}$ = 0,68), а при новом варианте а = 0,2366 % (извлечение при обогащении $\varepsilon_о$ = 0,70). Тогда коэффициент увеличения извлечения металла в концентрат из недр при новом варианте будет равен

$$К_{до} = \frac{(1-0,09)(1-0,08)0,70}{(1-0,15)(1-0,16)0,68} = \frac{0,91\cdot 0,92\cdot 0,70}{0,85\cdot 0,84\cdot 0,68} = 1,207,$$

а из добытой рудной массы

$$К_о = \frac{(1-0,08)0,70}{(1-0,16)0,68} = \frac{0,92\cdot 0,70}{0,84\cdot 0,68} = 1,127.$$

Эти показатели свидетельствуют о том, что при новом варианте разработки в 1,2 раза больше извлекается из недр в концентраты металлов благодаря чему удельные затраты на добычу по таким статьям, как оплата за пользование недрами, горно-подготовительные и нарезные работы, при новом варианте разработки в 1,2 раза меньше, а производственная мощность рудника или отдельной залежи только за счет снижения разубоживания увеличивается по конечному продукту на 12,7 %.

При той же производственной мощности рудника по рудной массе в 1,2 раза уменьшаются также затраты времени на подготовку запасов или количество блоков в подготовке-нарезке. Уменьшение числа блоков в подготовке позволяет увеличить производственную мощность рудника по рудной массе, благодаря чему снизятся удельные условно-постоянные расходы. Если, например, время подготовки и отработки блока при базовом варианте равно 15 мес., в том числе 10 мес. на подготовку и 5 мес. на очистную выемку, то соотношение числа блоков в очистной выемке к числу блоков в подготовке будет равно 0,5 : 1.

Допустим, что при новом варианте время на подготовку блока равно 5 мес., на очистную выемку также 5 мес., тогда соотношение числа блоков в очистной выемке к числу блоков в подготовке будет равно 5/5 = 1 : 1, т.е. число блоков в подготовке при новом варианте разработки в 2 раза меньше, чем при базовом. Этого количества блоков может оказаться достаточно, чтобы рудник работал с той же базовой производственной мощностью, а освободившиеся рудные площади пяти блоков могут быть использованы для увеличения производственной мощности рудника. На

этой площади могут быть размещены еще два блока в очистной выемке и три блока в подготовке (или наоборот). В результате производственная мощность рудника может быть увеличена примерно в 7/5 = 1,4 раза, что позволит снизить эксплуатационные затраты с величины $c_д$ до

$$c_д = c_{дб}\left[1-\varphi\left(1-\frac{1}{1{,}4}\right)\right],$$

где φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи, доли ед.

При φ = 0,6 $c_д = c_{дб}0{,}83$, т.е. на 17% меньше. Еще значительнее будет различие вариантов по сумме годовой прибыли. Если принять, что при базовом варианте эксплуатационные затраты равны $c_{дб}$ = 153 руб/т (по добыче и обогащению с учетом затрат по комбинату в целом), а извлекаемая ценность добываемой рудной массы $ц_{дб}$ = 155 руб/т, то при новом варианте эксплуатационные затраты с учетом дополнительных расходов на добычу и транспортировку закладочного материала с содержанием полезных компонентов (примерно 5 руб/т) и снижения удельных затрат на подготовку-нарезку блоков (примерно 2,5 руб/т) составляют при неизменной производственной мощности рудника $c_д$ = 155,5 руб/т, а при увеличенной производственной мощности рудника $c_д$ = 155,5/1,17 = = 133 руб/т. Прибыль при базовом варианте равна 155 – 153 = 2 руб/т или, если производственная мощность 1 млн т/год, $П_{рб/г}$ = 2 млн руб/год. При новом варианте удельная прибыль составит 155 · 1,127 – –155,5 = 19,185 руб/т, а годовая — 19 185 тыс. руб. При обеспечении возможного увеличения производственной мощности рудника в 1,4 раза годовая прибыль увеличится до 19 185 000 · 1,4 = 26 859 тыс. руб/год.

12.10. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ВСКРЫТИИ ЗАПАСОВ РАЗНОСОРТНЫХ РУД С ПОМОЩЬЮ ПЕРЕПУСКНЫХ РУДОСПУСКОВ

При вскрытии месторождений сдвоенными, строенными и т.д. этажами с концентрационными горизонтами существенно снижаются объемы капитальных работ и, соответственно, затраты на

проходку выработок промежуточных горизонтов, но несколько увеличиваются объемы и затраты на проходку и обслуживание глубоких капитальных рудоспусков, по которым добываемая на верхних этажах рудная масса перепускается на концентрационный горизонт. В зависимости от того, по каким породам пройдены перепускные рудоспуски, могут оказаться разными величина дополнительного разубоживания от истирания стенок рудоспусков и влияние этого разубоживания на показатели извлечения при обогащении добываемой рудной массы.

Многие месторождения руд цветных металлов представлены несколькими рудными телами, довольно резко отличающимися как по содержанию основных полезных компонентов, так и по содержанию вредных для процесса обогащения примесей. Если, например, на руднике «Молибден» Тырныаузского ГОКа скарновые руды и скарнированные мраморы, в основном, являются вольфрамовыми (представлены, в основном, шеелитом и молибдошеелитом), то роговиковые и гранитоидные руды являются молибденовыми с небольшим содержанием вольфрама. Молибден в них представлен молибденитом, а также повеллитом и молибдитом. Если в роговиковых рудах содержание вредного для процесса обогащения кальцита составляет всего 2—3 %, то в скарновых рудах его содержание колеблется от 5 до 12 %, а в скарнированных мраморах — от 20 % до 50 % и более (табл. 12.3).

Рудные тела и типы руд отличаются также по содержанию окисленных форм. Так, в роговиковых рудах окисленных форм значительно больше, чем в скарновых.

Разнообразие типов руд и рудных залежей, казалось бы должно было поставить вопрос о целесообразности их раздельной разработки и переработки на обогатительной фабрике. Однако при существующей схеме вскрытия месторождения, когда разные руды доставляются до обогатительной фабрики в едином рудопотоке и обогащаются совместно, это трудно выполнить. Вместе с тем, учет различия рудных тел по содержанию полезных и вредных компонентов при выборе и совершенствовании технологических схем вскрытия, подготовки и систем разработки, а также при планировании порядка отработки и объемов добычи разных типов руд и с разных рудных залежей может существенно улучшить полноту использования недр и повысить эффективность работы не только Тырныаузского ГОКа.

Таблица 12.3

Рудные тела	Содержание кальцита, %
Роговиковые руды	
Слепая залежь:	2,54
Северные	2,00
Северо-Западные	2,65
Роговики Центра	2,65
Скарновые руды	
Северо-западный скарн:	12,2
Главного скарна	4,7
Юго-западного фланга	6,58
Слепой залежи	10,43
Скарнированные мраморы	
Северо-западный скарн:	19,52
Центра	54,22
Юго-западного фланга Главного скарна	49,40
Слепой залежи	53,72

В силу различия горно-геологических условий рудных тел (в частности, их мощности, содержанию в них полезных и вредных компонентов) при их разработке применялись разные системы и достигались разные технико-экономические показатели.

Особенностью технологической схемы разработки Тырныаузского вольфрам-молибденового месторождения является способ вскрытия и порядок отработки запасов, при котором вся добываемая рудная масса перепускается со всех верхних этажей через глубокие рудоспуски (до 500 м и более) на основной вскрывающий горизонт капитальной штольни 2015 м. С этой особенностью связаны как дополнительные затраты на обслуживание рудоспусков, так и дополнительное разубоживание перепускаемой рудной массы.

Исследования процесса перепуска добываемой рудной массы на основной вскрывающий и транспортный горизонт показали, что в зависимости от крепости и абразивности пород, по которым пройдены глубокие рудоспуски, дополнительное разубоживание этими породами перепускаемой рудной массы составляет от 1 до 2—3 %. Если дополнительно разубоживающие рудную массу породы от истирания стенок рудоспуска нейтральные, т.е. не сильно

влияющие на показатели обогащения (например, в условиях Тырныаузского месторождения роговики или граниты), то это следовало бы учитывать только при дополнительном разубоживании в 2—3 %. В этом случае извлечение при обогащении снижается от дополнительного разубоживания не более, чем на 0,4—0,6 %. Однако, если перепускные рудоспуски пройдены по породам с большим содержанием $CaCO_3$, то даже при небольшом разубоживании перепускаемой рудной массы такими породами может существенно снизиться извлечение металлов (в данном случае вольфрама и молибдена) при обогащении. Причем оно тем сильнее, чем больше было в перепускаемой рудной массе $CaCO_3$.

Судя по характеру зависимости показателя извлечения металла, например, WO_3, от содержания $CaCO_3$ в перерабатываемой рудной массе, видно, что при содержании кальцита в пределах 6—12 % дополнительное разубоживание кальцитом на 1 % приводит к снижению извлечения WO_3 в концентрат примерно также на 1 %. Дополнительное разубоживание кальцитом на 1 % рудной массы, в которой уже есть содержание кальцита на уровне 12—18 %, приводит к снижению извлечения WO в концентрат на 2—2,5 %. И особенно отрицательно сказывается разубоживание кальцитом на 1 %, если в перепускаемой рудной массе содержание кальцита более 18 % (18—24 %). В этих условиях дополнительное разубоживание кальцитом перепускаемой рудной массы только на 1 % приводит к снижению извлечения металла при обогащении на 5 %. А если разубоживающие породы настолько хрупки, что разубоживание от износа стенок рудоспусков достигает 2—3 %, то это может существенно изменить не только результаты обогащения, но и вообще эффективность разработки того или иного участка месторождения. Поэтому данное обстоятельство необходимо учитывать в научно-методических основах сравнительной оценки систем разработки и решения других задач оптимизации технологических схем добычи и переработки, а также задач рационального и комплексного использования недр. При сравнительной оценке систем разработки необходимо учитывать также качество пород, по которым проходятся подготовительно-нарезные выработки.

Критерий экономической оценки для решения любой из этих задач имеет следующий вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_c+t_p} \Pi_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_{rt}(ц_{дt} - с_{дt}) \Big/ (1+E)^{t_p-1} - \sum_{t=1}^{t_c} C_t (1+E_к)^{t_c},$$

где $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_с$ — срок выполнения капитальных работ по строительству новых объектов, вскрытию и подготовке новых запасов, приобретению и освоению нового оборудования и т.д., лет; $А_{rt}$ — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — процентная ставка за кредит, доли ед.; $С_t$ — затраты на выполнение капитальных работ по строительству новых объектов, вскрытию и подготовке новых запасов, приобретению и освоению нового оборудования и т.д. в t-й год, руб.; $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы в t-й год, руб/т; $с_{дt}$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку в t-й год, руб/т.

В этой формуле за начало отсчета времени принят первый год эксплуатации рудника после окончания строительства или реконструкции. Если реконструкция или вскрытие и подготовка новых запасов осуществляются параллельно и одновременно с эксплуатацией, то формула для оценки эффективности вариантов будет иметь вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_с}A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)\Big/\left(1+E\right)^{t_с-1}-\sum_{t=1}^{t_с}C_t\left(1+E_к\right)^{t_с}+$$

$$+\frac{1}{\left(1+E\right)^{t_р-t_с}}\sum_{t=1}^{t_р-t_с}A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\Big/\left(1+E\right)^{t_р-t_с-1},$$

где $А_{бt}$, $ц_{дбt}$, $с_{дбt}$ — показатели базового варианта; $А_t$, $ц_{дt}$, $с_{дt}$ — показатели нового варианта.

Если переход на новую технологическую схему не требует дополнительных капитальных затрат, то критерий эффективности будет иметь вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_р}\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)\Big/\left(1+E\right)^{t_р-1},$$

а экономия от внедрения новой технологии составит (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р}П_{ргбt}\left[\sum_{t=1}^{t_р}A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{t=1}^{t_р}A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)\right]\Big/\left(1+E\right)^{t_р-1}.$$

Годовая экономия будет равна (руб/год)

$$Э=A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right).$$

Особую важность при решении любой из перечисленных задач имеет правильное определение величины извлекаемой ценности добываемой рудной массы с учетом качества разубоживающих пород и степени их влияния на показатели обогащения. В частности, для условий Тырныаузского ГОКа при сравнительной оценке систем разработки необходимо отдельно выделять объемы и качество разубоживающих пород от проходки подготовительно-нарезных выработок, от примешивания пород в руду при очистных работах, а также пород от истирания стенок перепускных восстающих и учитывать разную степень их влияния на показатели обогащения (извлечение в концентрат, выход концентрата и содержание металлов в концентрате). С учетом этих важных обстоятельств извлекаемая ценность добываемой рудной массы определится по формуле (руб/т)

$$ц_д=0{,}01\sum_{i=1}^{n}c_i\left(1-Р\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}\varepsilon_{мij}ц_{ij}+\sum_{i=1}^{n_б}c_{бi}\left(1-Р\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}\varepsilon_{мбij}ц_{бij},$$

где n и $n_б$ — число полезных (извлекаемых) цветных и благородных металлов; m — число концентратов, в которые извлекаются полезные компоненты; c_i — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов, %; $c_{бi}$ — содержание i-го благородного или редкого металла в руде балансовых запасов, г/т, кг/т; Р — разубоживание руды вследствие примешивания пород от проходки подготовительно-нарезных выработок, от прихватывания пород при отбойке, от обрушений вмещающих пород, проникающих в руду в процессе ее выпуска, от дополнительного примешивания в рудную массу пород вследствие разрушения стенок глубоких рудоспусков в процессе ее перепуска на основной вскрывающий горизонт, доли ед.; $\varepsilon_{оij}$ — извлечение i-го цветного металла в j-й концентрат при обогащении с учетом разной степени влияния разных разубоживающих пород на показатели обогащения, доли ед.; $\varepsilon_{обij}$ — извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении с учетом разной степени влияния разных разубоживающих пород на показатели обогащения, доли ед.; $\varepsilon_{мij}$ — извлечение i-го цветного металла из j-го концентрата с учетом влияния разных

разубоживающих пород на содержание *i*-го цветного металла в *j*-м концентрате, доли ед.; $\varepsilon_{мб_{ij}}$ — извлечение *i*-го благородного металла из *j*-го концентрата с учетом влияния разных разубоживающих пород на содержание *i*-го благородного металла в *j*-м концентрате, доли ед.; $ц_{ij}$ — отпускная цена *i*-го цветного металла, извлекаемого из *j*-го концентрата, руб/т; $ц_{б_{ij}}$ —отпускная цена *i*-го благородного металла, извлекаемого из *j*-го концентрата, руб/т.

Для обоснования наиболее эффективных направлений совершенствования технологических схем добычи и переработки необходимо анализировать влияние на величину извлекаемой ценности и величину прибыли разных составляющих разубоживания руды при подготовительно-нарезных работах, при очистной выемке и отдельно при перепуске рудной массы через глубокие рудоспуски. С учетом влияния на процесс обогащения разных пород и на разных стадиях подготовки и очистной выемки извлечение при обогащении определится по формуле

$$\varepsilon_о = \varepsilon_{он}\left(1 - P_1x_1 - P_2x_2 - P_3x_3 - P_4x_4\right),$$

где $\varepsilon_{он}$— извлечение при обогащении руды балансовых запасов без разубоживания, доли ед.; P_1, P_2, P_3, P_4 — разубоживание соответственно от пород проходки подготовительно-нарезных выработок, от прихвата пород при отбойке, от обрушения вмещающих пород в процессе выпуска руды из блока, от истирания стенок глубоких перепускных восстающих, доли ед.; x_1, x_2, x_3, x_4 — коэффициенты, показывающие на сколько процентов снижается извлечение при обогащении вследствие разубоживания породами от проходки выработок, от прихвата при отбойке, от пород при выпуске, породами от истирания стенок глубоких рудоспусков.

Выделение доли разубоживающих пород от проходки подготовительно-нарезных выработок очень важно в связи с необходимостью оценки целесообразности оставления этих пород в выработанном пространстве рудника или их раздельной выдачи нагора, имея в виду, что объем этих пород может достигать больших объемов. Так, на юго-западном фланге Главного скарна (гор. 2 464 м) на руднике «Молибден» количество горной массы из подготовительно-нарезных выработок блока достигает 12 346 т или 18 % общей добычи из блока (68 852 т), в том числе пород 5 128 т или 7,45 %, в которых 3,6 % представлены мраморами. Если такую породу от проходки выработок выдавать вместе с рудной массой, то в зависимости от содержания кальцита в добываемой рудной массе и в разубоживающих породах от проходки подготовительно-нарезных выработок экономическое значение такого разубоживания может оказаться в несколько раз больше, чем все затраты на проходку подготовительно-нарезных выработок. Например, при одном из вариантов системы подэтажных штреков на том же участке рудника «Молибден» удельные затраты на проходку выработок составляют 15 руб/т, а за счет разубоживания породами от проходки выработок в 7,45 % извлечение при обогащении может снизиться от 2,65 % до 13,2 % в зависимости от уровня содержания кальцита в добываемой рудной массе. Ущерб от этого может составить от $2,65 \times 2,6 = 19,37$ руб/т до $13,2 \cdot 2,6 = 34,3$ руб/т. Например, при среднем содержании кальцита в добываемой из очистных забоев рудной массе, равном 10 %, дополнительное разубоживание породами от проходки выработок на 7,45 %, в том числе 3,6 % — мраморами с содержанием кальцита 52 % и другими породами (3,85 %) с содержанием кальцита 20 % повысит содержание кальцита в добываемой рудной массе на $3,85 \cdot 0,2 + 3,6 \cdot 0,52 = 2,64$ %. Это приведет к снижению извлечения металлов при обогащении примерно на 3 %.

Если в добываемой из очистных забоев рудной массе содержание кальцита равно 15 %, то дополнительное разубоживание рудной массы породами от проходки выработок приведет к снижению извлечения вольфрама при обогащении более, чем на 5 %. Если же в добываемой рудной массе содержание кальцита составляет более 18 %, то извлечение при обогащении снизится не менее, чем на 13 %. Особенно большой ущерб от разубоживания руды породами от проходческих выработок может быть допущен в случае, когда в разубоживающих породах высокое содержание кальцита и такая рудная масса перепускается через глубокие рудоспуски, пройденные в мраморах. Если в рудной массе (вместе с породами от проходки выработок) содержание кальцита уже больше 12 %, то дополнительное разубоживание такой рудной массы мраморами от истирания стенок рудоспуска только на 2 % приведет к дополнительному снижению извлечения WO_3 при обогащении на 2—2,5 %.

Для оценки экономического значения влияния процесса перепуска добываемой рудной массы через глубокие рудоспуски в зависимости от величины и количества разубоживающих пород (от истирания стенок рудоспусков) формулу для определения показа-

телей извлечения металлов при обогащении необходимо представить в следующем виде (доли ед.)

$$\varepsilon_о = \varepsilon_{он}\left(1 - Р_д x_д - Р_п x_п\right),$$

где $Р_д$ — разубоживание руды при добыче, включая разубоживание породами от проходки выработок, от прихвата в процессе отбойки, от примешивания в процессе выпуска, доли ед.; $Р_п$ — разубоживание рудной массы при перепуске через глубокие рудоспуски; $x_д$ и $x_п$ — коэффициенты, показывающие на сколько процентов снижается извлечение при обогащении от разубоживания породами при добыче и при перепуске рудной массы по рудоспускам, доли ед.

Так как вся добываемая рудная масса поступает на обогатительную фабрику и перерабатывается при каких-то средних содержаниях металлов (вольфрама и молибдена), а также при каком-то среднем содержании кальцита, то для экономической оценки той или иной технологической схемы разработки величину показателя извлечения при обогащении для каждого полезного компонента необходимо определять по формуле

$$\varepsilon_о = \varepsilon_{он}\left(1 - Р_о x_о\right),$$

где $Р_о$ — общая величина разубоживания руды, включая породы от проходки выработок, при обойке руды, при выпуске ее из блоков, при перепуске через глубокие рудоспуски, доли ед.; $x_д$ — коэффициент, показывающий на сколько процентов снижается извлечение металлов при обогащении в случае разубоживания руды на 1 %.

На основе расчетов по данной методике можно установить наиболее эффективные направления совершенствования технологической схемы добычи и переработки в современных условиях жесточайшего дефицита средств для реконструкции рудника, а также вскрытия и подготовки к эксплуатации новых запасов. При сравнительной оценке технологических схем необходимо более точно и с учетом всех влияющих факторов определять величину эксплуатационных затрат на добычу и переработку. В частности, с учетом изменения таких показателей, как потери и разубоживание руды, время и объемы подготовки и отработки блоков, соотношение числа блоков на стадиях подготовки и очистной выемки в зависимости от времени выполнения подготовительно-нарезных и очистных работ, возможного увеличения производственной мощности рудника и комбината и снижения удельных условно-

постоянных затрат. Применительно к условиям ГОКов ГМК величина эксплуатационных затрат $с_{до}$ и $с_{дом}$ определится по формулам (руб/т):

$$с_{до} = \frac{1 - Р}{1 - П}\left(А_1 + А_2 + А_3\right) + А_4 + А_5,$$

$$с_{дом} = \frac{1 - Р}{1 - П}\left(А_1 + А_2 + А_3\right) + А_4 + А_5 + \gamma_к А_6,$$

где Р и П — потери и разубоживание руды, доли ед.; $А_1$, $А_2$, $А_3$ — затраты на оплату недр, на горно-подготовительные работы, на амортизацию основных фондов в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т; $А_4$ — затраты на последующие процессы добычи, руб/т добываемой рудной массы; $А_5$ — затраты на переработку рудной массы на обогатительной фабрике, руб/т; $А_6$ — затраты на переработку 1 т концентрата на металлургическом заводе, руб/т; $\gamma_к$ — выход концентрата при обогащении рудной массы, т/т.

Если благодаря сокращению объемов подготовительно-нарезных работ в блоках и времени их выполнения, а также благодаря снижению потерь руды и возможному вовлечению в эксплуатацию дополнительных запасов (например, при системе с закладкой первичных камер забалансовой роговиковой рудой) может существенно уменьшиться число блоков в подготовке и увеличиться производственная мощность рудника, то снизятся не только прямые затраты на оплату недр и горно-подготовительные работы, но и условно-постоянные затраты согласно формуле

$$с_{до} = с_{доб}\left[1 - \varphi\left(\frac{A_б}{A}\right)\right],$$

где $с_{доб}$ — затраты на добычу и обогащение при базовом варианте, руб/т; $A_б$ и A — производственная мощность рудника, обогатительной фабрики и комбината в целом при базовом и новом вариантах, т/год; φ — доля условно-постоянных затрат в общих затратах по комбинату, доли ед.

Исходя из анализа новых экономических условий работы ГОКов в цветной металлургии, можно считать основными направлениями совершенствования технологической схемы добычи и переработки (включая вскрытие, подготовку, системы разработки, перепуск рудной массы) для повышения качества добываемой руд-

ной массы в условиях разрабатываемого месторождения следующие: 1) сокращение объема дорогостоящих проходческих работ, особенно по породам; 2) разработка технологических схем подготовки и очистной выемки с оставлением пород в руднике; 3) применение упрощенных схем подготовки блоков при системах с обрушением; 4) осуществление перепуска рудной массы по глубоким рудоспускам, пройденным по нейтральным породам; 5) при двухстадийной разработке залежей первичные камеры закладывать по возможности забалансовыми рудами.

Благодаря этим мероприятиям может быть увеличена производственная мощность рудника, снижены эксплуатационные затраты, повышена полнота и комплексность использования недр.

12.11. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С УЧЕТОМ РАЗНИЦЫ В НОРМАТИВАХ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ

Разные системы разработки, как правило, существенно отличаются не только по объему горно-подготовительных работ, особенно по объемам выработок днищ блоков, но и по скорости подготовки запасов к очистной выемке. Вследствие этого при разных системах разработки могут быть разные по величине и затратам времени и средств подготовленные и готовые к выемке запасы, а если системы разработки позволяют сократить объем выработок вскрытия (например, системы с закладкой), то и вскрытые запасы. Это в большой степени определяет число блоков в подготовке и очистной выемке, а следовательно, и производственную мощность горного предприятия, от чего зависит величина условно-постоянных затрат и себестоимость добычи и переработки в целом. При разных системах разработки подготовка необходимых для нормальной работы рудника (шахты) вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов может потребовать разных по величине капитальных затрат и времени на выполнение этих работ. Для сравнения вариантов систем разработки, отличающихся по этим факторам, необходимо один из них (например, уже применяющийся) принять за базовый и все остальные сравнивать с ним.

Для сравнительной оценки систем разработки с учетом всех важнейших факторов в качестве критерия оценки может быть принята величина дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период времени отработки месторождения или его участка за вычетом затрат на создание резервов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов с учетом разновременности капитальных и эксплуатационных затрат, числа блоков в подготовке и очистной выемке, производственной мощности рудника, а также величины извлекаемой ценности добываемой при разных системах разработки рудной массы по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_{рз}+t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) \Big/ (1+E)^{t_р - 1} - \sum_{t=1}^{t_{рз}} З_{рз} (1+E_{нt})^{t_{рз}}.$$

При базовом варианте этот критерий будет иметь вид

$$\sum_{t=1}^{t_{рзб}+t_{рб}} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \Big/ (1+E)^{t_{рб}-1} - \sum_{t=1}^{t_{рзб}} З_{рзб} (1+E_{нt})^{t_{рб}},$$

где $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника при базовом и другом вариантах разработки в t-й год, т/год; $ц_{дбt}$ и $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и другом вариантах в t-й год, руб/т; $с_{дбt}$ и $с_{дt}$ — затраты на добычу и переработку при базовом и другом вариантах в t-й год, руб/т; $З_{рзб}$ и $З_{рз}$ — затраты на выполнение проходческих работ, необходимых для создания резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в t-й год при базовом и другом вариантах, руб/год; $t_{рб}$ и $t_р$ — расчетный срок оценки при базовом и новом вариантах, лет; $t_{рзб}$ и $t_{рз}$ — время выполнения проходческих работ, необходимых для создания резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов при базовом и другом вариантах; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_{нt}$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку на банковский кредит для выполнения опережающих проходческих работ с целью создания резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов в t-й год, доли ед.

Затраты на подготовку запасов, приходящиеся на 1 т добываемой рудной массы, могут быть определены (руб/т) по следующим формулам:

а) для базового варианта

$$З_{рзб}=\frac{A_б}{12}(Т_{пб}с_{пб}+Т_{гб}с_{гб}+Т_{вб}с_{вб});$$

б) для любого другого варианта

$$З_{рз}=\frac{A}{12}(Т_{п}с_{п}+Т_{г}с_{г}+Т_{в}с_{в}).$$

где $Т_{пб}$ и $Т_{п}$ — норматив подготовленных запасов при базовом и другом вариантах, мес.; $Т_{гб}$ и $Т_{г}$ — норматив готовых к выемке запасов при базовом и другом вариантах, мес.; $Т_{вб}$ и $Т_{в}$ — норматив вскрытых запасов при базовом и другом вариантах, мес.; $с_{вб}$, $с_{пб}$, $с_{гб}$ — стоимость (затраты на создание) 1 т вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов при базовом варианте системы разработки, руб/т; $с_{в}$, $с_{п}$, $с_{г}$ — затраты на создание 1 т вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов при новом варианте, руб/т.

Если нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов при переходе на новый вариант разработки не изменяются и изменять их не предусматривается, то затраты на создание задела запасов можно не учитывать, поскольку они будут одинаковыми при обоих сравниваемых вариантах. Однако, если новый вариант позволяет уменьшить нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, то соответствующее этому уменьшению снижение затрат необходимо учитывать при сравнительной оценке нового варианта систем разработки с базовым. Если благодаря уменьшению на 20 % нормативов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов может быть увеличена на те же 20 % производственная мощность рудника, то при этом варианте необходимо еще учесть экономию за счет снижения затрат на создание нормативных запасов.

12.12. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С УЧЕТОМ СТАБИЛЬНОСТИ КАЧЕСТВА ДОБЫВАЕМОЙ РУДНОЙ МАССЫ

Показатели качества добываемой рудной массы при разных системах разработки отличаются в довольно значительной степени. Прежде всего это происходит вследствие разных показателей разубоживания, которые изменяются от 2—5 % при системах с закладкой до 8—12 % при камерно-столбовых системах и достигает 25—30 % при системах с обрушением руды и вмещающих пород. В результате содержание металлов в добываемой рудной массе при разных системах разработки может отличаться на 20—30 % (относительных). Например, в условиях Урупского рудника при содержании в рудной массе балансовых запасов 2,43 % оно при разубоживании в 30 % составляет в рудной массе при системе с обрушением 1,7 % , а при камерно-столбовой системе разработки 2,19 % , т.е. в 1,288 раза больше. Если же учесть, что при содержании меди в рудной массе 2,19 % извлечение ее в концентрат при обогащении будет 87,6 %, а при содержании 1,7 % только 85,9 %, то извлекаемое содержание и, соответственно, ценность добываемой рудной массы при камерно-столбовой системе разработки при прочих равных условиях будет в $\frac{2,19\cdot 87,6}{1,7\cdot 85,9}=1,314$ раза больше, чем при системе с обрушением руды и вмещающих пород. Кроме того, что при камерно-столбовой системе разработки будет выше содержание в добываемой рудной массе, оно будет более стабильным, с меньшими пределами отклонения от средней величины (в пределах 77—124 %). При системе с обрушением диапазон изменения содержания меди в добываемой рудной массе значительно шире — от 60 до 159 %, т.е. примерно в 2,1 раза больше. Поскольку стабильность рудной массы по содержанию меди при ее переработке существенно влияет на величину извлечения меди в концентрат и содержание ее в концентрате, то это обстоятельство также необходимо учитывать при оценке камерно-столбовой системы разработки.

В общем виде критерий оценки систем разработки с учетом изменения стабильности качества добываемой рудной массы применительно к условиям ГОКов цветной металлургии имеет вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р}П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_р}A_t(ц_{дt}-с_{дt})/(1+E)^{t_р-1}-\sum_{t=1}^{t_с}К_1(1+E_н)^{t_с},$$

где

$$ц_д=0,01\sum_{i=1}^{n}c_i(1-Р_i)\sum_{j=1}^{m}(\varepsilon_{оij}\pm\Delta\varepsilon_{ij})ц_{ij}+\sum_{i=1}^{n_б}c_{бi}(1+Р_i)\sum_{j=1}^{m}(\varepsilon_{обij}\pm\Delta\varepsilon_{бij})ц_{бij},$$

где n и $n_б$ — число полезных компонентов (цветных и благородных металлов) в рудной массе; m — число концентратов, получаемых при обогащении; c_i и $c_{бi}$ — содержание i-го цветного и i-го благо-

родного металла в руде балансовых запасов, % и г/т; $\sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{рг t}$ — сумма дисконтированной прибыли в расчетный период времени за вычетом дополнительных затрат на капитальные и горно-подготовительные работы, необходимая для перехода на новую систему разработки по сравнению с базовой системой в t-й год, руб; t_c и t_p — время выполнения дополнительных капитальных и горно-подготовительных работ и расчетное время сравнительной оценки вариантов, лет; $ц_{дt}$ и $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку в t-й год, руб/т; $Р_i$ — разубоживание руды, доли ед.; A_t — производственная мощность рудника в t-й год, т/год; $К_t$ — величина дополнительных затрат в t-й год, руб/год; ε_{oij} и $\varepsilon_{обij}$ — извлечение i-го цветного и i-го благородного металла в j-й концентрат, доли ед.; $\Delta\varepsilon_{ij}$ и $\Delta\varepsilon_{обij}$ — доля увеличения или уменьшения извлечения при обогащении i-го цветного и i-го благородного металла в j-й концентрат за счет повышения или снижения стабильности содержания металлов в добываемой рудной массе по сравнению с базовым вариантом, доли ед.; $ц_{ij}$ и $ц_{бij}$ — отпускная цена i-го цветного и i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т, руб/г; $E_н$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку за кредит для выполнения дополнительных работ; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.

Удельное значение критерия оценки эффективности систем разработки с учетом стабильности качества добываемой рудной массы имеет вид (руб/т)

$$П_р = \left[\sum_{t=1}^{t_p} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_p-1}} - \sum_{t=1}^{t_c} К_t (1+E_н)^{t_c}\right] \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_p} A_t .$$

Если при переходе на новую систему разработки не требуется выполнять дополнительные капитальные и горно-подготовительные работы, то эта составляющая затрат может быть принята равной нулю.

Если же при переходе на новую систему разработки могут быть снижены расходы на подготовку запасов к очистной выемке по сравнению с базовой, как, например, при переходе с систем с обрушением на камерно-столбовые системы разработки в условиях Урупского ГОКа, то удельный критерий оценки будет иметь вид (руб/т)

$$П_р = \sum_{t=1}^{t_p} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_p-1}} + \sum_{t=1}^{t_c} \Delta К_t (1+E)^{-t_c} \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_p} A_t ,$$

где $\Delta К_t$ — экономия на подготовке запасов в t-й год по сравнению с базовым вариантом (руб.).

Если предприятие выпускает один концентрат, как, например, Урупский ГОК, то формула для определения извлекаемой ценности упрощается и принимает вид (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 c_м (1-Р)(\varepsilon_о + \Delta\varepsilon_о) ц + \sum_{i=1}^{n_б} c_i (1+Р)(\varepsilon_{обi} + \Delta\varepsilon_{обi}) ц_{бi},$$

где $c_м$ — содержание меди в руде балансовых запасов, %.

Для оценки фактора стабильности качества добываемой рудной массы был выполнен анализ фактических данных Урупского рудника и обогатительной фабрики по изменчивости показателя содержания меди в добываемой рудной массе. Определение среднеквадратического отклонения было осуществлено на основе известной формулы

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^{n} (x_i - x) \Big/ (n-1)} ,$$

где n — общее число обработанных данных по содержанию меди в добываемой рудной массе; x_i — значение x в i-м опыте (содержание меди в i-й пробе), %; x — среднее арифметическое содержание меди по всем пробам, % .

Расчетами установлено, что среднеквадратическое отклонение содержания меди при применении, в основном, систем с обрушением составляло 0,315, что обеспечивало извлечение при обогащении примерно 85,9 %. Ранее выполненными исследованиями установлено, что на Урупской обогатительной фабрике при изменении среднеквадратического отклонения содержания меди с 0,478 до 0,236 извлечение меди в концентрат увеличивается с 82,7 % до 87,89 %, т.е. на 5,82 % или 2,4 % на каждые 0,1 среднеквадратического отклонения. При камерно-столбовой системе разработки среднеквадратическое отклонение от среднего содержания в рудной массе при разубоживании 10 % составляет не более 0,232, что позволяет увеличить извлечение на (0,315 – 0,232) 2,4 = 2,0 %.

В результате с учетом повышения качества по содержанию добываемой рудной массы и ее стабильности извлекаемая ценность при камерно-столбовой системе разработки (или любой другой, обеспечивающей снижение разубоживания до 10 %) будет в $\frac{2{,}19\,(87{,}6+2)}{1{,}7\cdot 85{,}9}=1{,}344$ раза больше, чем при системах с обрушением.

Таким образом, допускаемое на Урупском руднике разубоживание (30 % и более) практически сводит на нет преимущества систем разработки с обрушением. Уменьшение разубоживания при этих системах разработки за счет установления границы выпуска с более высоким бортовым содержанием может частично улучшить экономику рудника, но только при мощности не менее 20 м. При меньшей мощности это приведет к еще большим потерям в недрах. Поэтому на участках мощностью до 6—8 м необходимо применять камерно-столбовые, камерно-целиковые или другие системы разработки, обеспечивающие сравнительно небольшое разубоживание. При той же производственной мощности рудника по рудной массе это позволит в 1,344 раза увеличить производство конечной продукции (концентратов) при существенном снижении затрат и более полном использовании запасов недр. Что же касается безопасности работ в камерах, то она не должна снизиться, если правильно выбрать размеры камер и целиков и правильно вести очистные работы. Поскольку затраты средств и времени на подготовку запасов к очистной выемке при камерно-столбовой системе разработки значительно меньше, чем при системах с обрушением, то при переходе на эти системы представляется возможность увеличения производственной мощности рудника при тех же рудных площадях благодаря тому, что в подготовке можно будет иметь значительно меньшее число блоков, а в очистной выемке увеличить число блоков.

12.13. ПРИМЕР ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

В богатых рудах одного из рудников содержатся не только медь, золото, серебро, селен, теллур, сера, но и цинк, а также связанные с ним индий и кадмий. Поэтому при выборе и сравнении систем разработки следует особое внимание уделять повышению

полноты и комплексности использования запасов и имеющихся производственных фондов, для чего следует изменить системы разработки. Не менее важная задача — наладить производство цинковых концентратов и золотосодержащих пиритных промпродуктов для повышения использования уже добытой рудной массы. В рудах, отличающихся по ценности, необходимо применять разные системы разработки, для чего на разных участках месторождения необходимо сравнивать их поблочно и выбирать для отработки запасов наиболее эффективную систему разработки.

При применении на этом руднике систем разработки с доставкой взрывом и обрушением на верхних горизонтах содержание в руде балансовых запасов составляло: Cu — 2,7 % (а из-за разубоживания в добытой рудной массе было только 1,7 %); Zn — 2,17 % (в добытой рудной массе 1 %); Au — 2,46 г/т (в рудной массе 1,6 г/т); Aq — 33 г/т (в рудной массе 24 г/т). При этом среднее разубоживание составляло: по Cu — 57 %, по Zn — 54 %, по Au — 35 %, по Aq — 27 %. Можно полагать, что разубоживание руды было бы еще больше, чем 35 %, если бы разубоживающие породы не содержали Cu, Au и Aq.

По аналогии с результатами отработки верхних горизонтов можно предполагать, что разубоживание при системах с обрушением будет не меньше 35 %. Тогда извлекаемая ценность добываемой рудной массы при этих системах будет равна (без производства цинковых концентратов):

$$Ц_{дб} = 0{,}01 \cdot 2{,}43\,(1-0{,}35)\,0{,}86 \cdot 500 \cdot 30 + 2{,}3\,(1-0{,}35)\,0{,}55 \cdot 2 \cdot 30 +$$
$$+ 24\,(1-0{,}35)\,0{,}55 \cdot 0{,}1 \cdot 30 = 203{,}7 + 49{,}33 + 25{,}74 = 277{,}77 \text{ руб/т}.$$

При затратах на добычу и вскрытие запасов богатых руд, равных 180,1 + 1,3 = 181,4 руб/т, прибыли не будет. Рентабельность при этих системах может быть достигнута только при увеличении производственной мощности рудника и обогатительной фабрики. При переходе на камерно-столбовые и камерные системы разработки с закладкой можно резко увеличить содержание металлов в добываемой рудной массе, поскольку разубоживание руды при этих системах будет в пределах 5—10 %. Более целесообразны варианты с камерами устойчивых размеров с закладкой, особенно с закладкой в будущие периоды времени, а также с неполной закладкой. Например, первичные камеры можно заложить спустя 2 года или даже 5 лет, когда предприятие будет иметь экономические возможности.

Естественно, что при системах с закладкой добавляются затраты на выполнение закладочных работ, которые достигают 30 % общих затрат на добычу. Однако при этом по сравнению с системами с обрушением существенно снижаются затраты на погашение геологоразведочных и подготовительно-нарезных работ, которые при системах с обрушением достигают половины затрат на добычу рудной массы.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы при системах камерно-столбовых и с закладкой будет равна

$$у_д = 0{,}01 \cdot 2{,}43\,(1 - 0{,}1)\,0{,}88 \cdot 500 \cdot 30 + 0{,}01 \cdot 2{,}1\,(1 - 0{,}1)\,0{,}6 \times$$
$$\times 300 \cdot 30 + 2{,}3\,(1 - 0{,}1)\,0{,}6 \cdot 2 \cdot 30 + 36\,(1 - 0{,}1)\,0{,}6 \cdot 0{,}1 \cdot 6{,}2 =$$
$$288{,}7 + \quad + 102 + 74{,}5 + 58{,}3 = 523{,}5 \text{ руб/т}.$$

Если принять, что затраты на добычу при системах с закладкой в 1,3 раза больше, чем при системах с обрушением, т.е. не 277,7 руб/т, а 361,1 руб/т, то прибыль будет равна 523,5 – 361,1 – 1,3 = = 166 руб/т.

Кроме того, при камерно-столбовых системах и системах с закладкой при производстве одинакового количества металлов в концентрате (по их общей ценности) в $\frac{523{,}5}{277{,}7}$=1,88 раза меньше потребуется затрат на строительство хвостохранилищ и складирование хвостов, потому что их будет в 1,88 раза меньше. А это означает, что запланированные комбинатом затраты на рекультивацию хвостохранилищ в расчете на ценность 1 т добываемой и перерабатываемой при базовом варианте (системы с обрушением) рудной массы (камерно-столбовые системы и системы с закладкой) будут в 1,88 раза меньше.

Если при системах с закладкой отработанные камеры первой очереди могут сохраняться длительное время в устойчивом состоянии (для чего надо принимать их заведомо устойчивых размеров), то закладочные работы можно выполнить спустя несколько лет, после чего извлечь запасы камер второй очереди. В этом случае затраты на добычу, закладку и переработку определятся (руб/т) по формуле

$$c_д = c_{дб} + c_з \frac{1}{(1+E)^{t-1}} + c_{об},$$

где $c_{дб}$ — затраты на добычу рудной массы без закладки, руб/т; $c_з$ — затраты на закладку, приходящиеся на 1 т добытой рудной массы, руб/т; $c_{об}$ — затраты на транспортирование рудной массы до обогатительной фабрики и обогащение, руб/т; t — время, спустя которое закладываются камеры первой очереди, лет; E — коэффициент дисконтирования затрат, доли ед.

Если при системах с закладкой закладываются не все камеры, то затраты определяются по формуле (руб/т)

$$c_д = c_{дб} + c_з K_з + c_{об},$$

где $K_з$ — коэффициент, характеризующий полноту заполнения камер (количество незаполненных камер), доли ед.

При камерно-столбовой системе разработки без закладки размеры камер должны быть устойчивыми, но в целиках следует оставлять минимально возможное количество руды.

12.14. ОПТИМИЗАЦИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Применявшиеся ранее в практике работы горных предприятий принципы и методы оптимизации (нормирования) показателей потерь и разубоживания полезных ископаемых предусматривали при добыче сравнение вариантов разработки, отличающихся по показателям использования недр.

В качестве критериев экономической оценки при нормировании потерь и разубоживания, согласно утвержденным «Типовым методическим указаниям», были приняты показатели дифференциальной горной ренты или прибыли, отнесенные на единицу погашаемых балансовых запасов, которые определяли по формуле (руб/т)

$$П_р = \frac{1 - П}{1 - Р}(ц_д - c_д),$$

где П и Р — потери и разубоживание, доли ед.; $c_д$ и $ц_д$ — затраты на добычу и переработку и извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого, руб/т.

При этом было рекомендовано извлекаемую ценность добытого полезного ископаемого определять в соответствии с отпускными ценами или на основе замыкающих затрат по какой-то совокупности горных предприятий или отрасли.

За нормативные показатели использования недр принимали показатели выбранного наиболее эффективного (оптимального) варианта разработки, обеспечивавшего максимум прибыли или дифференциальной ренты с 1 т погашенных балансовых запасов. Любое необоснованное отклонение от нормативов, как в большую, так и в меньшую сторону (на это следует обратить особое внимание), наносит определенный ущерб предприятию и не должно допускаться. Следует отметить, что принятые ранее основные принципы нормирования потерь и разубоживания полезных ископаемых вполне могут быть применены и в современных экономических условиях.

Однако критерии и методики должны быть изменены в полном соответствии с изменением экономических условий в стране. Принятые ранее критерии прибыли и ренты в расчете на 1 т погашенных балансовых запасов предполагают равенство сравниваемых вариантов по количеству ежегодно погашаемых балансовых запасов, что невозможно при разных показателях потерь и разубоживания и особенно при разной производственной мощности рудника. В этих критериях не учитывается различие вариантов по величине капитальных затрат и времени их вложения, а также разновременность капитальных и эксплуатационных затрат.

Самый главный недостаток ранее утвержденных методик нормирования заключается в том, что они не учитывают возможное изменение производственной мощности рудника и величины общей или годовой прибыли. Для более правильного решения необходимо иметь в виду, что в зависимости от уровня потерь и разубоживания при той же постоянной рудной площади (тех же запасах) может измениться соотношение числа блоков в подготовке и в очистной выемке, а следовательно, и производственная мощность как по добыче, так и по конечному продукту.

Рассмотрим это положение на примере систем разработки с обрушением, для которых характерна четкая взаимосвязь потерь и разубоживания руды. По мере выпуска рудной массы из блока потери снижаются, а разубоживание увеличивается. Равенство их достигается при выпуске объема рудной массы, равного 100 % запасов блока, после чего потери, как правило, снижаются незначительно, а разубоживание резко растет. Необходимо иметь в виду, что если прекращать очистные работы в блоках, например, при варианте выпуска 90 % запасов, то при той же рудной площади

производственная мощность рудника будет меньше, чем при выпуске 100 % запасов, за счет того, что для подготовки запасов к очистной выемке необходимо увеличить число блоков в подготовке, соответственно снизив число очистных блоков. При росте объемов выпуска из блоков до 110 % производственная мощность рудника может быть соответственно увеличена за счет возможного уменьшения числа блоков в подготовке и увеличения их числа в очистной выемке. Однако это увеличение производственной мощности по рудной массе не всегда может быть эффективным, поскольку из-за возрастания разубоживания извлекаемая ценность добываемой рудной массы может существенно снизиться.

Важно также иметь в виду, что при увеличении объема выпускаемой из блоков рудной массы соответственно уменьшаются прямые затраты на ГРР, ГПР и амортизацию. Поэтому необходимо устанавливать нормативное (оптимальное) соотношение между потерями и разубоживанием с учетом всех этих факторов. В качестве критерия эффективности вариантов разработки, отличающихся по показателям использования недр, можно принять сумму прибыли за какой-то расчетный период времени с учетом предварительных затрат на подготовку блоков к эксплуатации до ее начала:

а) для базового варианта — критерий 1

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}(ц_{дбt} - с_{дбt}) - \sum_{t=1}^{t_{сб}} C_{сбt}(1+E_{нt})^{t_{сб}};$$

б) для любого другого варианта — критерий 2

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t(ц_{дt} - с_{дt}) - \sum_{t=1}^{t_с} C_{сt}(1+E_{нt})^{t_с},$$

где $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника при применении базового и другого вариантов в t-й год, т/год; $ц_{дбt}$ и $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом и другом вариантах в t-й год, руб/т; $с_{дбt}$ и $с_{дt}$ — затраты на добычу и переработку добытой рудной массы при базовом и другом вариантах в t-м году, руб/т; $t_р$ — расчетный срок сравнения вариантов, лет; $t_{сб}$ и $t_с$ — время выполнения подготовительных работ при базовом и других вариантах, лет; $C_{сбt}$ и $C_{сt}$ — затраты на выполнение подготовительных работ при базовом и другом вариантах в t-м году,

руб.; $E_{нt}$ — коэффициент, учитывающий процентную ставку на кредит для выполнения предварительных подготовительных работ в t-м году, доли ед.

Удельное значение критериев определится по формулам (руб/т):

$$П_{рб} = \sum_{t=1}^{t_р} П_{ргбt} / A_б,\ П_р = \sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt} / A_б.$$

Если в качестве варианта, обеспечивающего снижение потерь и разубоживания (по сравнению с базовым вариантом), принимается система разработки с закладкой выработанного пространства, то в качестве предварительных затрат $С_{сt}$ должны быть приняты затраты на подготовительно-нарезные работы в расчете на годовую добычу или долю годовой добычи, которая выполняется базовой системой разработки (или вариантом этой системы), а также затраты на строительство и освоение закладочного комплекса и всего связанного с закладкой хозяйства. В этом случае затраты $С_{сt}$ могут быть довольно большими, как и срок их выполнения. Если же для установления оптимальных показателей потерь и разубоживания при системах с обрушением требуется сравнить только варианты этих систем при разных объемах выпускаемой из блоков рудной массы, то дополнительные затраты на подготовку будут соответствовать только затратам на подготовку и нарезку блоков.

При базовом варианте они будут (руб/т) равны

$$c_{сб} = \frac{(1 - Р_б) З_{пнб}}{(1 - П_б)},$$

а при новом варианте

$$c_с = \frac{(1 - Р) З_{пн}}{(1 - П)},$$

где $П_б$ и $Р_б$ — потери и разубоживание руды при базовом варианте, доли ед.; П и Р — то же, при новом варианте, доли ед.; $З_{пнб}$ и $З_{пн}$ — затраты на подготовительно-нарезные работы (до начала очистных работ) в объеме норматива готовых к выемке балансовых запасов при базовом и новом вариантах, руб.

Производственная мощность рудника при базовом варианте определится по формуле (т/год)

$$A_б = N_{об} Р_{об} + N_{пб} Р_{пб},$$

где $N_{об}$ и $N_{пб}$ — число блоков в очистной выемке и в подготовке при базовом варианте; $Р_{об}$ и $Р_{пб}$ — производительность блока на стадии очистных работ и на стадии подготовки, т/год.

Производственная мощность рудника при новом варианте устанавливается по аналогичной формуле

$$A = N_о Р_о + N_п Р_п.$$

Если при новом варианте из блоков выпускается не 100 % запасов (имеется в виду количество рудной массы по отношению к балансовым запасам), как при базовом варианте, а 120 %, то для обеспечения той же базовой производственной мощности по рудной массе в подготовке достаточно иметь не $N_{пб}$ блоков, а $N_{пб}/1{,}2 = 0{,}83\ N_{пб}$. За счет разницы в числе подготовительных блоков, которая составляет 17 %, можно несколько увеличить число блоков в очистной выемке и частично увеличить число подготовительных блоков.

Исходя из предположения, что соотношение числа блоков в подготовке и очистной выемке при базовом варианте было равно $N_{пб}/N_{об}$=10/7, число блоков в очистной выемке при новом варианте будет равно $N_о = 1{,}1\ N_{об}$, а число блоков в подготовке — $N_п = 0{,}9\ N_{пб}$. Производственная мощность рудника по рудной массе будет почти на 10 % больше, чем при базовом варианте. В общем случае, если из блока выпускается в $(1 + q)$ раз больше рудной массы, чем при базовом варианте, то число очистных блоков при новом варианте будет равно

$$N_о = N_{об} + \frac{q N_{об} N_{об}}{(1+q)(N_{пб} + N_{пб})},$$

а число блоков в подготовке

$$N_п = N_{пб}/(1+q) + \frac{q N_{пб} N_{об}}{(1+q)(N_{об} + N_{пб})}.$$

Соответственно этим показателям может быть изменена и производственная мощность рудника по рудной массе. Но извлекаемая ценность добытой рудной массы будет меньше, чем при базовом варианте. Например, для условий рудников черной металлургии при базовом варианте она будет равна

$$ц_{дб}=\frac{c(1-Р_б)\varepsilon_{об}}{\beta_б}ц_к,$$

где c — содержание железа в руде балансовых запасов, %; $\varepsilon_{об}$ — извлечение железа в концентрат при базовом варианте, доли ед.; $\beta_б$ — содержание железа в концентрате при базовом варианте.

При новом варианте извлекаемая ценность составит

$$ц_д=\frac{c(1-Р)\varepsilon_о}{\beta}ц_к.$$

Применительно к условиям месторождений цветных, благородных и редких металлов извлекаемая ценность добываемой рудной массы при производстве нескольких и двух сравниваемых вариантах определится по формулам (руб/т)

$$ц_{дб}=0{,}01\sum_{i=1}^{n}c_i(1-Р_{бi})\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}\varepsilon_{мбij}ц_{мij}+\sum_{i=1}^{n}c_{бi}(1-Р_{бi})\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обijб}\varepsilon_{мбijб}+ц_{мбij},$$

$$ц_д=0{,}01\sum_{i=1}^{n}c_i(1-Р_i)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{оij}\varepsilon_{мij}ц_{мij}+\sum_{i=1}^{n}c_б(1-Р_{бi})\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij}\varepsilon_{мбij}ц_{мбij},$$

где $\varepsilon_{обij}$ и $\varepsilon_{оij}$ — извлечение i-го металла в j-й концентрат при обогащении при базовом и новом вариантах, доли ед.; $\varepsilon_{мбij}$ и $\varepsilon_{мij}$ — извлечение i-го металла из j-го концентрата при металлургическом переделе при базовом и другом вариантах, доли ед.; n — число извлекаемых из рудной массы полезных компонентов; m — число концентратов; c_i — содержание i-го цветного металла в руде балансовых запасов, %; $c_{бi}$ — содержание i-го благородного металла в руде балансовых запасов, г/т; $\varepsilon_{обijб}$ и $\varepsilon_{оijб}$— извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении при базовом и новом вариантах, доли ед.; $\varepsilon_{мбijб}$ и $\varepsilon_{мбij}$ — извлечение i-го благородного металла из j-го концентрата при металлургическом переделе, доли ед.; $ц_{мij}$ — отпускная цена i-го цветного металла, извлекаемого из j-го концентрата, руб/т; $ц_{мбij}$ — отпускная цена i-го благородного металла, извлекаемого из j-го концентрата, руб/г.

Если горное предприятие не имеет металлургического передела и конечной продукцией являются концентраты, то во всех формулах для определения извлекаемой ценности добываемой рудной массы исключаются показатели извлечения при металлур-

гическом переделе, а вместо отпускных цен металлов вводятся отпускные цены на металлы в концентратах (кроме железных руд, для которых вводятся отпускные цены на концентраты).

Затраты на добычу, обогащение и металлургический передел определяются по формулам (руб/т):

а) при базовом варианте

$$с_{дб}=\frac{1-Р}{1-П_б}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6,$$

б) при новом варианте

$$с_д=\left[\frac{(1-Р)}{(1-П)(1+q)}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6\right]\left[1+\varphi\left(1+\frac{A_б}{A}\right)\right],$$

где A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, амортизацию основных средств, подготовительно-нарезные работы, руб/т руды балансовых запасов; A_4 — затраты на последующие процессы добычи, руб/т рудной массы; A_5 — затраты на переработку 1 т рудной массы, руб/т; A_6 — затраты на металлургический передел концентратов, руб/т рудной массы; φ — доля условно-постоянных затрат в общих затратах на добычу и переработку, доли ед.

Если горно-геологические условия месторождения более или менее выдержанны и постоянны, то по приведенным формулам могут быть установлены варианты с оптимальными (нормативными) показателями потерь и разубоживания руды в целом для рудника для каких-то средних условий.

На большей части горно-рудных предприятий страны (особенно на месторождениях цветных, редких и благородных металлов) горно-геологические условия настолько разнообразны, что мощность и углы падения рудных залежей, их форма, содержание и количество полезных компонентов в руде и другие факторы значительно изменяются даже в пределах одного рудного тела или блока. Поэтому и нормативные показатели потерь и разубоживания в различных блоках (участках) месторождения должны определяться дифференцированно для каждого блока в отдельности и, как правило, должны отличаться от их среднего уровня по системе разработки или в целом по руднику.

При обосновании уровня извлечения полезных ископаемых, оптимального с позиции не отдельного горного предприятия или

отрасли, а народного хозяйство в целом, необходимо в критериях 1 и 2 учесть величину ущерба (руб/т), наносимого горными работами окружающей природе.

Особенностью проблемы экономической оценки систем разработки является то обстоятельство, что по мере технического прогресса становится иной взаимосвязь между отдельными процессами и этапами производства, меняются требования к сырью, постоянно растет степень комплексности использования руд и других природных ресурсов. Соответственно должна изменяться и методическая основа сравнительной оценки систем и способов разработки. В современных условиях экономики по удельной прибыли или приведенным затратам на добычу и переработку одного полезного ископаемого, как это принято, обычно можно сравнивать способы или системы разработки лишь в частном случае. В большинстве случаев, кроме основного полезного ископаемого, необходимо учитывать экономическое значение и возможности использования всего комплекса природных ресурсов (руд, пород, хвостов, земли, воды и т.д.), т.е. оценивать эффективность горных работ с учетом всех экологических и социальных последствий.

12.15. ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Оценка эффективности систем разработки угольных месторождений и применяемых комплексов горно-шахтного оборудования может быть осуществлена как с позиции узкоотраслевого подхода, так и с учетом стадий переработки и направлений использования добываемого угля. При традиционной оценке по разнице между ценой угля и затратами на его добычу, когда сравниваемые варианты разработки угольных месторождений обеспечивают примерно одинаковое производство конечной продукции и одинаковое годовое погашение запасов, сравнение систем разработки можно осуществлять на основе удельной прибыли в расчете на 1 т балансовых запасов.

В общем виде критерий прибыли для экономической оценки систем разработки угольных месторождений в этом случае выражается формулой (руб/т)

$$П_р = \left[(1-П)/(1-Р)\right]\left(ц_{ду} - с_{ду}\right),$$

где П и Р — потери и разубоживание при добыче полезного ископаемого, доли ед.; $ц_{ду}$ — извлекаемая ценность 1 т добытого полезного ископаемого (угля) по отпускным ценам , руб/т; $с_{ду}$ — затраты на добычу угля с учетом его потерь и разубоживания, руб/т добытого угля.

Учет величины потерь и изменения качества угля при оценке эффективных направлений развития техники и технологии разработки угольных месторождений имеет большое значение, так как может коренным образом изменить представление об эффективности тех или иных средств механизации и технологии очистных работ, способов подготовки и отработки горизонтов и эффективности работы шахты в целом. Например, совершенно необходим такой учет при сравнении комбайновой и струговой выемки, отличающихся разными возможностями по обеспечению того или иного качества добываемого угля, а также для оставления в недрах угольных целиков, породных присечек и включений, особенно при малой мощности угольных пластов. В том случае, когда сравниваемые системы разработки обеспечивают только разный уровень зольности, извлекаемая ценность добытого угля (руб/т) определяется по формуле

$$ц_{ду} = ц_{дуб} - \sum_{i=1}^{n} \Delta ц_i \left(\alpha_{збi} - \alpha_{зi}\right),$$

где $ц_{дуб}$ — отпускная цена угля с каким-то нормативным уровнем зольности, крупности, влажности и т.п., руб/т; $\sum_{i=1}^{n} \Delta ц_i$ — сумма доплат за каждый процент снижения (изменения) зольности, влажности, сернистости, крупности и т.д. по сравнению с нормативной зольностью, влажностью, сернистостью, крупностью и т.д. угля ценой $ц_{дуб}$, руб/т; n — число показателей, характеризующих качество угля; $\alpha_{збi}$ и $\alpha_{зi}$ — зольность, влажность, сернистость, крупность и т.п. угля с учетом зольности от разубоживания в базовом угле и в любом другом, доли ед.

Фактическая зольность добытого угля с учетом зольности естественной и от разубоживания угля при добыче может быть определена по формуле

$$\alpha_{зi} = \alpha + \alpha_р,$$

где α — естественная (материнская) зольность угля в балансовых запасах, доли ед.; $\alpha_р$ — дополнительная зольность за счет разубоживания угля боковыми породами, доли ед.

Дополнительная зольность от разубоживания угля породой в процессе добычи может быть определена из уравнений балансов

$$\begin{cases} Д = Б - П_о + Р, \\ Д\alpha_з = Б - П_о\alpha + Р\alpha_р, \end{cases}$$

откуда

$$\alpha_р = \frac{Д\alpha_з - (Б - П_о)\alpha}{Д - Б + П_о},$$

где Д, Б и $П_о$ — количество добытого угля, величины погашаемых балансовых и потерянных балансовых запасов, т.

В более общем случае извлекаемую ценность добытых каменного и бурого энергетических углей можно определить (руб/т) по формуле

$$ц_{ду} = ц_{дуб} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta ц_i \left(\alpha_{бi} - \alpha_i\right),$$

где $ц_{дуб}$ — отпускная цена угля с какой-то базовой теплотой сгорания, зольностью, содержанием серы, влажностью, содержанием мелочи (штыба) и другими качественными показателями, руб/т; n — число качественных показателей, характеризующих энергетический уголь; $\Delta ц_i$ — доплата (или скидка) к отпускной цене за улучшение (или ухудшение) i-го показателя, характеризующего качество угля, %, доли ед., калории и т.п.; $\alpha_{бi}$ и α_i — показатели, характеризующие качество угля, при базовом варианте и фактическом, %, доли ед., калорий и т.п.

Ценность добытых антрацитовых углей (руб/т) может быть определена по несколько отличной от предыдущей формуле

$$ц_а = \sum_{j=1}^{m} \left[ц_{абj}\gamma_j \pm \Delta ц_м \left(\alpha_{мб} - \alpha_м\right) \right] \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta ц_{зсi} \left(\alpha_{збi} - \alpha_{зi}\right),$$

где m — число выхода антрацитовых фракций по крупности; γ_j — выход j-й фракции по крупности, доли ед.; $ц_{абj}$ — отпускная цена j-й фракции, руб/т; $\Delta ц_м$ — снижение отпускной цены антрацита за

увеличенный выход штыба (мелочи) $\alpha_м$ против базового выхода мелочи $\alpha_{мб}$, руб/т; $\alpha_{збi}$ и $\alpha_{зi}$ — содержание i-го компонента (золы, серы или других вредных или полезных компонентов) в базовом угле (антраците) и в любом другом угле, %; $\Delta ц_{зсi}$ — повышение или снижение оптовой отпускной цены угля (антрацита) при снижении или повышении содержания в нем золы, серы или других вредных или полезных компонентов, руб/т.

Если угли обогащаются, то извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого определится по формуле

$$ц_{ду} = \gamma \left[ц_{дуб} \pm \sum_{i=1}^{n} \Delta ц_{дуб} \left(\alpha_{бi} - \beta_{фi}\right) \right] + \gamma_ш ц_ш,$$

где $\beta_{фi}$ — показатель, характеризующий i-е качество угля после его обогащения, доли ед., %, калорийность и т.п.; γ — выход сортовых фракций угля, т/т; $\gamma_ш$ и $ц_ш$ — выход штыба и его цена, т/т и руб/т.

Если производственная мощность шахты по конечной продукции остается постоянной при разных вариантах разработки и потери угля одинаковы, то оценка систем и технологических комплексов для угля может осуществляться на основе критерия прибыли, который применительно к условиям угольного месторождения может быть представлен следующей формулой (руб/т)

$$П_р = ц_{ду} - с_{ду},$$

где $ц_{ду}$ — отпускная цена угля с учетом его зольности, сернистости, крупности, влажности, теплоты сгорания и т.д., руб/т добываемого угля; $с_{ду}$ — затраты на добычу и обогащение.

Если сравниваемые системы разработки обеспечивают разную производственную мощность, то эта формула непригодна. Тогда сравнение систем разработки необходимо осуществлять, основываясь на величине годовой прибыли по формуле

$$П_{рг} = A(ц_{ду} - с_{ду}),$$

где A — производственная мощность шахты, т/год.

За весь период эксплуатации прибыль составит

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t (ц_{дуt} - с_{дуt}) \frac{1}{(1+E)^{t-1}},$$

где t — срок эксплуатации месторождения, лет; E — коэффициент, учитывающий фактор времени, ед.

Затраты на добычу и обогащение 1 т добытого угля при базовом варианте разработки определяется по формуле (руб/т)

$$c_{дуб}=\frac{(1-P_б)}{(1-П_б)}(A_{б1}+A_{б2})+A_{б3},$$

где $A_{б1}$ — затраты на возмещение геологоразведочных работ, амортизацию, подготовительно-нарезные работы, монтаж-демонтаж очистных комплексов при базовом варианте, руб/т балансовых запасов; $A_{б2}$ — затраты на управление кровлей (крепление, закладку) при базовом варианте разработки, руб/т балансовых запасов; $A_{б3}$ — затраты на очистную выемку, транспортировку, подъем, обогащение и доставку 1 т добытого угля до погрузочного пункта на станции отправки, руб/т.

Затраты на добычу и обогащение с учетом потерь и разубоживания угля породами при любом другом варианте разработки можно определить по формуле (руб/т)

$$c_{ду}=\frac{(1-P)}{(1-П)}(A_1+A_2)+A_3,$$

где A_1 — затраты на возмещение геологоразведочных работ, амортизацию, подготовительно-нарезные работы, монтаж-демонтаж очистных комплексов, руб/т балансовых запасов угля; A_2 — затраты на управление горным давлением (крепление), закладку, руб/т балансовых запасов; A_3 — затраты на выемку, транспортировку, подъем и обогащение, доставку добытого угля до погрузочного пункта на станции отправки, руб/т; П и Р — потери и разубоживание угля, доли ед.

Эта формула пригодна только для случая, когда производственная мощность шахты по конечной продукции остается неизменной (равной базовой). Если производственная мощность шахты при новом варианте изменяется, то затраты на добычу и переработку определяется по формуле (руб/т)

$$c_{дб}=\left[\frac{(1-P)}{(1-П)}(A_1+A_2)+A_3\right]\left[1-\varphi\left(1-\frac{A_б ц_{дб}}{A ц_д}\right)\right],$$

или, если $A=A_б(1+q)$, то

$$c_{дб}=\left[\frac{(1-P)}{(1-П)}(A_1+A_2)+A_3\right]\left[1-\varphi\left(1-\frac{ц_{дб}}{(1+q)ц_д}\right)\right],$$

где $A_б$ и A_1 — производственная мощность шахты при базовом и новом вариантах, т/год; φ — доля условно-постоянных затрат на добычу и переработку 1 т добытого угля; q — доля увеличения добычи угля при новом варианте по сравнению с базовым, доли ед.

Однако, при традиционно применяемых методах узкоотраслевой оценки запасов угольных месторождений и эффективности работы шахт по разнице между ценой добываемого угля и себестоимостью его добычи, при явной недооценке производственных фондов в условиях дефицита инвестиций, очень сильно занижается как ценность запасов, так и эффективность работы угольных шахт. Поэтому не случайно в результате проведенной реструктуризации угольной промышленности было ликвидировано большое число угольных шахт, имевших достаточно хорошие запасы и производственные фонды. Существующие методы оценки добываемого угля стимулируют повышение его качества и полноту использования недр. Зольность добываемого угля достигает 25—30% и более, что отрицательно сказывается на показателях работы предприятий, использующих уголь.

Для изменения этого положения необходимо иметь в виду, что ценность любого минерального ресурса очень сильно возрастает по мере стадий его обогащения и переработки (в несколько раз, даже в десятки), как это делается в большинстве отраслей, использующих природные, в том числе минерально-сырьевые ресурсы.

В угольной промышленности, по аналогии с опытом работы других горно-добывающих отраслей (цветной и черной металлургии, урановой и горно-химической промышленности) и применяемыми в этих отраслях методами оценки, необходимо оценку запасов угля и эффективных технологических схем добычи и переработки осуществлять по разнице между ценой конечной продукции, реально получаемой в результате переработки угля (электрической и тепловой энергии, кокса и чугуна, термомассы и электродной продукции и др.), или ценой угля, продаваемого за СКВ, и полными затратами на добычу и переработку.

Такой подход позволит более объективно установить ценность угольных месторождений и добываемого угля в зависимости от направлений использования и стадий его переработки до полу-

чения конечной продукции и обосновать эффективность принимаемых систем разработки.

Извлекаемая ценность энергетического угля с учетом стадии производства тепловой электроэнергии определится по формуле (руб/т)

$$ц_{дэ}=\sum_{i=1}^{n'}\gamma_{эi}ц_{эi},$$

где n' — число видов энергии, получаемой при сжигании угля; $\gamma_{эi}$ — количество i-й энергии, получаемой при сжигании 1 т добытого или обогащенного угля, квт-ч и т.п.; $ц_{эi}$ — цена единицы i-й энергии, руб.

Поскольку при обогащении породная часть угля переходит в шламы, то при оценке его по данной формуле необходимо учесть, что его выход меньше единицы. Тогда формула будет иметь вид (руб/т)

$$ц_{дэ}=\sum_{i=1}^{n'}\gamma_{oi}\gamma_{эi}ц_{эi},$$

где γ_{oi} — выход товарного угля, т/т.

Извлекаемая ценность коксующегося угля, используемого для производства кокса и чугуна, определится по формулам (руб/т):

а) до стадии получения кокса

$$ц_{дк}=\gamma_к ц_к \text{ или } ц_{дк}=\gamma_o\gamma'_к ц_к,$$

где $\gamma_к$ и $\gamma'_к$ — выход кокса из 1 т необогащенного и обогащенного коксового угля, т/т; $ц_к$ — цена кокса, руб/т; γ_o — выход угля после обогащения, т/т;

б) до стадии производства чугуна

$$ц_{дч}=\gamma_к\gamma_ч ц_ч \text{ или } ц_{дч}=\gamma_o\gamma'_к\gamma'_ч ц_ч,$$

где $\gamma_ч$ — выход чугуна при использовании 1 т кокса, т/т; $ц_ч$ — цена чугуна, руб/т.

Извлекаемая ценность антрацитов, используемых для производства электродной продукции, устанавливается по формуле (руб/т)

$$ц_{дэп}=\gamma_{эп}ц_{эп},$$

где $\gamma_{эп}$ — выход электродной продукции при переработке 1 т антрацитов, т/т; $ц_{эп}$ — цена 1 т электродной продукции, руб/т.

При определении извлекаемой ценности угля, используемого для производства бензина и дизельного топлива, применяется формула (руб/т)

$$ц_{дбл}=\sum_{i=1}^{n''}\gamma_{дбi}ц_{дбi},$$

где n'' — число продуктов, получаемых при химической переработке угля на жидкое топливо; $\gamma_{дбi}$ — выход i-го продукта при переработке угля, т/т; $ц_{дбi}$ — цена i-го продукта переработки, руб/т.

При определении извлекаемой ценности угля, который после обогащения продается за рубеж, может быть применена формула (руб/т)

$$ц_{до}=\gamma_o ц_{дол}К_п,$$

где γ_o — выход угля; $ц_{дол}$ — цена угля, дол.; $К_п$ — коэффициент пересчета в рубли.

Аналогично может быть найдена извлекаемая ценность угля, используемого для любых других целей и получения каких-либо продуктов.

Затраты на добычу должны быть дополнены затратами на обогащение и другие стадии переработки по формуле (руб/т)

$$с_{дп}=с_д+с_o+\sum_{i=1}^{n}с_{пi},$$

где $с_o$ — затраты на обогащение угля, руб/т; n — число направлений переработки и использования угля до получения конечной продукции (тепловой и электрической энергии, кокса и чугуна, термомассы и электродной продукции и т.п., руб/т).

Если сравниваемые варианты отличаются по величине капиталовложений, то сравнение можно осуществлять на основе критерия годовой прибыли или суммы дисконтированной прибыли за какой-то период времени по формулам годовой прибыли

$$П_{рг}=А\left(ц_д-с_д\right)-\sum_{i=1}^{n}К_i\left(1+E_к\right)$$

или в расчете на 1 т добываемого угля $П_{рг}/А$,

где $П_{рг}$ — прибыль от реализации добытого угля, руб/год; A — производственная мощность шахты, т/год; $ц_д$ и $с_д$ — извлекаемая ценность добытого угля и эксплуатационные затраты на его добычу и реализацию, руб/т; n — число стадий добычи и переработки; $К_i$ — капиталовложения на i-ой стадии, руб.

Если расчетный срок сравнительной оценки вариантов достаточно большой, то необходимо применять критерий оценки вариантов с учетом фактора времени (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} -$$

$$- \sum_{i=1}^{n} \sum_{t=1}^{t_{ci}} К_{it} (1+E_к)^{t_{ci}}$$

и, соответственно, удельный критерий

$$П_р = \sum_{t=1}^{t_р} П_{рt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_t .$$

где t_{ci} — срок строительства i-го объекта, лет; E — коэффициент дисконтирования прибыли и затрат во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициенты банковского процента за кредит.

12.16. ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ ВЫЕМОЧНЫХ ПОЛЕЙ НА КАЧЕСТВО ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ

Обычно оценку эффективности применения разных способов подготовки и отработки как бремсберговых, так и уклонных выемочных полей при разработке угольных месторождений осуществляли на основе сравнения прямых затрат на проходку, крепление и поддержание подготовительно-нарезных выработок, а также затрат на очистные работы в лаве. Иногда дополнительно учитывали затраты на ремонт и крепление в процессе очистной выемки лавы в период ее эксплуатации. Еще реже учитывали изменение величины потерь угля в охранных целиках подготовительных выработок при разных схемах подготовки и очистной выемки.

В результате таких расчетов учитывались лишь прямые эксплуатационные затраты на выполнение работ, которые осуществлялись непосредственно в выработках. Для более полной оценки эффективности технологических схем подготовки и очистной выемки использовали такие критерии, как себестоимость 1 м или 1 м³ проходки выработки и себестоимость добычи или приведенные затраты в расчете на 1 т добываемого угля.

В настоящее время эти критерии либо стали недостаточными, либо полностью потеряли свою привлекательность. Экономическое значение того или иного способа подготовки и отработки выемочных полей, поддержания в рабочем состоянии подготовительных и очистных выработок гораздо больше, чем прямые затраты на выполнение проходческих и крепежных работ, если рассматривать эту важнейшую проблему в увязке с очистными работами и с учетом всех основных последствий влияния состояния и продолжительности срока службы выработок на технико-экономические показатели работы шахты в целом.

Для увеличения нагрузки на лаву особое значение имеет обеспечение независимой ее работы от проходческих работ, в том числе от проходки ниш в лаве и работы транспортного штрека (без простоев из-за его ремонта).

Необходимо иметь в виду, что при повышении надежности работы подготовительных выработок (благодаря применению соответствующего способа их проходки, крепления и поддержания) снизятся не только затраты на их ремонт и восстановление, но и простои очистных забоев и внутришахтного транспорта, что может повлиять на производственную мощность шахты и себестоимость добычи.

Более надежный способ проведения, крепления и поддержания транспортного штрека позволит использовать ту же выработку в качестве вентиляционной при разработке следующего выемочного поля или этажа и соответственно ликвидировать затраты на проходку.

Благодаря применению более надежных способов крепления и поддержания подготовительной выработки и увеличению продолжительности срока ее службы можно существенно увеличить длину лавы, что позволит не только сократить удельные затраты на ГПР и снизить потери угля при добыче, но и увеличить нагрузку

на лаву и соответственно производственную мощность шахты. А это позволит сократить не только прямые затраты на добычу, но и долю условно-постоянных затрат, что особенно важно для шахт сравнительно небольшой производственной мощности, где доля условно-постоянных затрат в себестоимости угля достигает 70—80 %.

Кроме того, применив ту или иную технологическую схему подготовки и отработки выемочного поля, а также соответствующий способ проходки, крепления и поддержания подготовительных выработок, можно не только увеличить нагрузку на лаву, но и существенно повысить качество добываемого угля, например, при вариантах проходки выработок и ведения очистных работ с оставлением породы в шахте.

Таким образом, от способа подготовки и отработки выемочного поля, применяемого способа проходки, крепления и поддержания подготовительных выработок в существенной степени зависят надежность и продолжительность срока службы этих выработок, удельный расход проходческих выработок, производительность лавы и шахты в целом, полнота использования недр и качество добываемого угля.

Поэтому и задачи выбора и сравнительной оценки технологических схем подготовки и выемки шахтных полей и поддержания подготовительных выработок должны решаться с учетом всех этих факторов на основе применения критериев эффективности и экономико-математических моделей, в которых учитываются эти факторы с достаточной полнотой. Для решения таких задач применявшиеся ранее критерии себестоимости и приведенных затрат непригодны, поскольку в них не учитывались возможные изменения производственной мощности шахты, а также полнота использования недр и качество добываемого угля. Другой применявшийся ранее критерий оценки — прибыль в расчете на 1 т балансовых запасов — также не может быть применен, так как не учитывает изменение величины нагрузки на лаву и производственную мощность шахты.

В качестве более полного и комплексного критерия оценки эффективности любого способа может быть принята сумма дисконтированной прибыли за какой-то расчетный период работы шахты, например, за год или период отработки выемочного поля,

этажа или группы этажей с учетом разновременности капитальных и эксплуатационных затрат, сроков проходки подготовительных выработок, банковского процента за кредиты, необходимого для выполнения капитальных работ, а также с учетом полноты использования недр и качества добываемого угля при обычно применяющихся порядках отработки выемочных полей и этажей прямым или обратным ходом.

При обратном порядке отработки выемочного поля критерий экономической оценки может быть представлен в следующем виде (руб.)

$$\sum_{i=1}^{t_р+t_с} П_{рг t} = \sum_{i=1}^{t_р} A_t \left(ц_{д t} - с_{д t}\right) \Big/ (1+E)^{t_р-1} - \sum_{i=1}^{t_с} К_t (1+E_к)^{t_с},$$

где $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_с$ — срок проведения подготовительных выработок для подготовки запасов новых выемочных полей (или этажей), лет; $П_{рг t}$ — прибыль в t-м году оцениваемого периода, руб/год; A_t — производственная мощность угольной шахты при той или иной технологической схеме подготовки и отработки выемочного поля, этажа или группы этажей, а также при том или ином способе крепления и поддержания подготовительных выработок в t-м году, т/год; $ц_{д t}$ и $с_{д t}$ — извлекаемая ценность добываемого угля и затраты на его добычу и переработку в t-м году, руб/т; $К_t$ — капиталовложения, необходимые для выполнения работ по подготовке запасов, для приобретения оборудования, его перемонтажа на новую лаву в t-й год, руб.; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредиты для приобретения оборудования, проходки подготовительных и нарезных выработок до начала очистных работ.

В некоторых случаях может оказаться более эффективным вариант технологической схемы подготовки и отработки выемочного поля, а также способов проходки, крепления и поддержания подготовительных выработок при прямом порядке отработки выемочных участков (этажей). Для этого случая критерий оценки эффективности имеет вид (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р+t_с+t'_с} П_{рг t} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{д t} - с_{д t}\right) \Big/ (1+E)^{t_р-1} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t (1+E_к)^{t_с} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t'_с} К'_t (1+E_к)^{t'_с} \Big/ (1+E)^{t_с-1},$$

где $t_с$ — срок подготовки горизонта до начала очистных работ, лет; $t'_с$ — срок подготовки и отработки запасов выемочного поля или этажа после начала очистных работ, лет; $К_t$ — величина капитальных затрат в t-й год периода подготовки нового горизонта до начала очистных работ при прямом порядке отработки запасов, руб/год; $К'_t$ — величина капитальных затрат в t-й год периода подготовки горизонта после начала очистных работ при прямом порядке отработки запасов, руб/год; остальные обозначения прежние.

В зависимости от того, с позиции какого уровня иерархии осуществляется оценка, входящие в эту формулу показатели $ц_{д t}$ и $с_{д t}$, а следовательно, и результаты расчета будут различными.

Если расчет ведется на уровне шахты, которая продает добываемый уголь (горную массу) без обогащения по какой-то цене, то извлекаемая ценность будет равна цене угля, а эксплуатационные затраты будут равны себестоимости добычи и определятся по формулам (руб/т)

$$ц_д = ц_{дб} \pm \sum_{j=1}^{m} \Delta_j \left(a_{бj} - a_{фj}\right),$$

$$с = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4,$$

где $ц_{дб}$ — отпускная цена добытого угля какого-то базового качества, руб/т; m — число показателей качества угля, от которых зависит его отпускная цена; Δ_j — величина доплаты или штрафа за отклонение j-го качества от базовой величины, руб/%; $a_{бj}$ и $a_{фj}$ — показатели j-го качества угля, базового и фактического, %; П и Р — потери и разубоживание угля, доли ед.; A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, на амортизацию основных фондов, на горно-подготовительные работы, отнесенные на 1 т погашенных балансовых запасов угля, руб/т; A_4 — затраты на последующие процессы добычи, руб/т добытой горной массы.

Если расчет ведется с учетом стадии обогащения угля, то формулы для определения извлекаемой ценности и затрат на добычу и переработку будут иметь вид (руб/т):

$$ц_{до} = \sum_{i=1}^{n} \gamma_{oi} \left[ц_{дбi} \pm \sum_{j=1}^{m} \Delta ц_{мij} \left(a_{мбij} - a_{мфij}\right) \right],$$

$$с_{до} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5,$$

где n — число функций крупности реализуемого угля; γ_o — выход i-й фракции крупности в общей добыче угля после переработки, включая шлам, доли ед.; $ц_{дбi}$ — отпускная цена i-й фракции угля какого-то базового качества, руб/т; $\Delta ц_{мij}$ — величина доплаты или штрафа за отклонение j-го качества в i-й фракции от базового, руб/%; m — число показателей качества угля, определяющих его отпускную цену; $a_{мбij}$ и $a_{мфij}$ — показатель i-го качества в j-й фракции угля базового качества и фактического, %; A_5 — затраты на транспортирование добытого угля до обогатительной фабрики и обогащение, руб/т.

Если расчет осуществляется с учетом не только добычи и обогащения, но и с учетом процессов дальнейшей переработки угля, например, до получения электроэнергии, то извлекаемая ценность угля и затраты на добычу и переработку определятся по формулам (руб/т):

$$ц_{дэ} = \gamma_э ц_э = 1000 т_у ц_э / т_{ут} \gamma_{ут};$$

$$с_{дэ} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + A_6;$$

$$ц_{доэ} = \gamma'_o \gamma'_э ц'_э = 1000 \gamma_o т'_у ц_э / т_{ут} \gamma_{ут};$$

$$с_{дэ} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4 + A_5 + \gamma_o A'_6,$$

где $\gamma_э$ — выход электроэнергии при сжигании 1 т добытого угля, квт-ч/т; $\gamma'_э$ — выход электроэнергии при сжигании 1 т обогащенного угля, квт-ч/т; $ц_э$ и $ц'_э$ — цена электроэнергии при сжигании добытого и обогащенного угля; A_6 — затраты на сжигание 1 т добы-

того угля на электростанции, руб/т; γ_o — выход товарного угля при обогащении, доли ед.; A'_6 — затраты на сжигание 1 т обогащенного угля на электростанции, руб/т; γ'_o — выход товарного угля после обогащения, доли ед.; $т'_у$ — теплота сгорания обогащенного угля, квт-ч/кг; $т_у$ — теплота сгорания угля без обогащения, квт-ч/кг; $т_{ут}$ — теплота сгорания условного топлива; $\gamma_{ут}$ — удельный расход условного топлива на производство электроэнергии, кг/квт-ч ($\gamma_{ут}$ = = 0,320 кг/квт-ч.); 1 000 — переводной коэффициент килограммов в тонны.

Время выполнения работ по проведению и креплению подготовительных выработок и величина капитальных затрат на их проходку до начала очистной выемки должны определяться в зависимости от принятого порядка отработки выемочных участков (полей) — прямым или обратным ходом.

Входящая в формулы для определения эксплуатационных затрат на добычу и переработку величина затрат на ГПР ($А_3$) должна определяться с учетом возможного увеличения длины лавы и соответственно снижения удельных объемов проходки и затрат на нее.

Затраты на проходку, крепление и поддержание в расчете на 1 т погашаемых балансовых запасов угля определяются в зависимости от мощности пласта и длины лавы в случае проходки вентиляционного и транспортного штреков по формуле (руб/т)

$$A_3 = \frac{З_{тш} + З_{вш}}{m(l_л + l_ц)\gamma_у + (S_{тш} + S_{вш})\gamma_{гм}},$$

где $З_{тш}$ и $З_{вш}$ — затраты на 1 п. м транспортной и вентиляционной подготовительной выработки, руб/м; $l_л$ и $l_ц$ — длина лавы и целика, м; m — выемочная мощность пласта, м; $\gamma_у$ и $\gamma_{гм}$ — объемная масса угля и горной массы, т/м³; $S_{тш}$ и $S_{вш}$ — площадь сечения транспортного и вентиляционного штрека, м².

Если при каком-то варианте обеспечивается возможность использования выработки основного горизонта в качестве вентиляционного, то эта формула будет иметь вид (руб/т)

$$A_3 = \frac{З_{тш}}{m(l'_л + l'_ц)\gamma_у + (S_{тш} + S_{вш})\gamma_{гм}},$$

где $l'_л$ — длина лавы при этом варианте, м; $l'_ц$ — ширина целика при варианте без проведения дополнительно выработок вентиляционного горизонта с оставлением дополнительного целика.

Если применяется технологическая схема подготовки уклонного выемочного поля с проходкой транспортного штрека, а параллельно с ним (ниже его) — камеры по углю, то затраты на проходку выработок горизонта и их поддержание в расчете на 1 т погашенных балансовых запасов будут равны (руб/т)

$$A_4 = \frac{З_{тм} + З_{ук}}{(l_л + l_ц)m\gamma_у + (S_{тш} + S_{ук})\gamma_{гм}},$$

где $З_{тм}$ и $З_{ук}$ — затраты на проходку, ремонт и поддержание транспортного штрека и камеры по углю, руб/м; $l_л$ и $l_ц$ — длина лавы и ширина целика, оставляемого между транспортным штреком и камерой по углю,м; $S_{тш}$ и $S_{ук}$ — площадь сечения транспортного штрека и камеры по углю, м²; $\gamma_у$ и $\gamma_{гм}$ — объемная масса угля и горной массы, т/м³.

При определении извлекаемой ценности добываемого угля необходимо учитывать, что вариант проведения, крепления и поддержания подготовительных выработок с оставлением породы в шахте обеспечивает уменьшение разубоживания угля (Р) на величину массы породы от проходки.

Расчеты по этой методике показывают, что применение технологических схем подготовки и отработки уклонных выемочных полей, обеспечивающих независимость работы лавы от проходки выработок, а также более надежных способов, позволяющих продлить срок службы выработок, экономически выгодно даже при более значительных затратах на проходку, крепление и поддержание. Наиболее эффективными вариантами проходки и крепления во многих случаях могут оказаться способы проведения выработок с оставлением породы в шахте. Например, на шахте «Дальняя» при длине лавы 200 м и затратах на добычу угля около 311 руб/т доля затрат на проходку и крепление транспортного штрека с площадью сечения 14,5 м² в себестоимости добычи составляет 13 % (39 руб/т при себестоимости 1 м штрека 16 000 руб.). В то же время от проходки штрека в общую добычу угля поступает около 4 % породы, что, естественно, повышает зольность добываемого угля. В том случае, когда породу оставляют в шахте, отпускная цена угля

может быть существенно повышена. Если базовая отпускная цена угля равна 311 руб/т, то при снижении зольности на 4 % и увеличении цены на 2,5 % за каждый процент снижения зольности эта цена будет равна $311 + 4 \cdot 2{,}5\frac{311}{100} = 342{,}1$ руб/т. Еще больше будет эффект от снижения зольности, если считать его с учетом стадии производства электроэнергии, карбида кальция и особенно электродной продукции. Поэтому в большинстве случаев, особенно при ограниченных капитальных средствах, может оказаться более эффективным способ подготовки и отработки выемочных полей с проходкой дополнительной камеры по углю для оставления породы в шахте при прямом порядке выемки запасов от вскрывающих стволов к границе шахтного поля.

ГЛАВА 13

СРАВНЕНИЕ ВАЛОВОГО И РАЗДЕЛЬНОГО МЕТОДОВ ВЫЕМКИ И ПЕРЕРАБОТКИ

13.1. ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ВЫЕМКИ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД И ПОРОДНЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ

Многие рудные месторождения, в том числе полиметаллические, а также месторождения олова, ртути, сурьмы, урана и других металлов имеют весьма неравномерное распределение полезных компонентов как в пределах залежей (гнезд), так и во вмещающих породах. На некоторых из таких месторождений разработка ведется селективным способом. На ряде ртутных месторождений горные работы заключаются в проходке огромного количества разведочно-эксплуатационных и подготовительно-нарезных выработок с целью поиска рудных тел (гнезд). Последующая выемка этих рудных гнезд ведется бессистемно и очень малопроизводительно. Затраты на эксплуатационную разведку и добычу руды достигают 80—90 % себестоимости металлов. Вместе с тем, полнота использования недр совершенно недостаточна. Вследствие низкой интенсивности работ производственная мощность рудника, как правило, ограничена. Важнейшими факторами, определяющими целесообразность применения валовой или селективной разработки рудных месторождений, является качество товарной руды, а также полнота выемки полезного ископаемого.

При выборочной отработке месторождений обеспечивается более высокое качество руды, а иногда становится меньше и себестоимость металла.

Однако такая отработка ограничивает масштабы производства, ведет к быстрому истощению запасов недр, увеличению потерь металла и сокращению срока существования рудника. Теряемые при этом запасы руды в виде мелких гнезд и маломощных рудных прослоек составляют 30—40 % всех запасов рудного поля.

Валовая выемка руды по сравнению с селективной имеет следующие преимущества: 1) высокая производительность труда на добыче руды благодаря массовой скважинной отбойке; 2) возможность резкого увеличения добычи руды и металла вследствие повышения интенсивности горных работ; 3) значительное (в несколько раз) уменьшение удельных затрат и времени на разведку запасов и подготовку блоков; 4) уменьшение потерь руды и увеличение извлекаемых запасов металла; 5) снижение опасности работ.

К недостаткам валовой выемки относятся увеличение объема внутриконтурных включений и примешивание прослоек пустых разубоживающих пород с отбитой рудой, в результате чего снижается извлекаемая ценность добываемой рудной массы.

Для применения высокопроизводительных систем разработки необходимо, чтобы имелась возможность увеличения производственной мощности рудника по рудной массе и чтобы коэффициент рудоносности включаемых в отработку рудных залежей был не ниже экономически допустимого. При достаточно большом объеме рудных залежей или группе близко расположенных мелких и средних рудных тел селективная выемка не дает должного экономического эффекта и явно уступает валовой.

При валовой выемке руды не только уменьшаются удельные затраты на разведку и подготовку, но и сокращается часть амортизационных отчислений и постоянных затрат в виде общекомбинатских и внепроизводственных расходов.

Обеспечение постоянного роста добычи полезных ископаемых при сокращении запасов богатых руд в настоящее время невозможно без вовлечения в эксплуатацию бедных руд. Поэтому процесс перехода на все более бедные участки месторождений и забалансовые руды вполне закономерен. Своевременное использование имеющихся забалансовых руд или их части служит важным резервом повышения эффективности капиталовложений и использования недр. Даже в том случае, когда для вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд требуются дополнительные капиталовложения, экономия может оказаться довольно значительной за счет снижения себестоимости добычи, лучшего использования уже имеющихся производственных фондов, а также запасов недр.

Важнейшее условие эффективного применения систем разработки с валовой выемкой и вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд — соответствующее увеличение производственной мощности предприятия не только по рудной массе, но и по конечному продукту (концентрату, металлу или металлу в концентрате). Поэтому в качестве критерия оценки валовой и селективной выемки должны быть приняты либо годовая прибыль, либо прибыль за несколько лет с учетом качества рудной массы, величины капиталовложений и возможного изменения производственной мощности рудника по конечной продукции.

В ряде случаев, когда рудные залежи представляют собой слоеный «пирог» из рудных и нерудных прослоев, возникает задача сравнения раздельной и валовой выемки балансовой руды вместе с прослойками породы или бедной (забалансовой) руды, доля которых, равная q, не включалась в балансовые запасы.

Базовый вариант (селективная выемка) в этом случае может оцениваться по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_{сб}+t_р} П_{ргбt}=\sum_{t=1}^{t_р} A_б\left(ц_{дб}-с_{дб}\right)\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-\sum_{t=1}^{t_{сб}} К_{бt}\left(1+E_к\right)^{t_{сб}}.$$

При выемке породных прослойков, не входящих в балансовые запасы, (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_р} П_{ргt}=\sum_{t=1}^{t_р} A\left(ц_д-с_д\right)\frac{1}{(1+E)^{t_р-1}}-\sum_{t=1}^{t_с} К_{бt}\left(1+E_к\right)^{t_с}.$$

В этих формулах: $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов валовой и селективной выемки, лет; $t_{сб}$ и $t_с$ — срок строительства рудника при базовом варианте (селективная выемка) и другом (валовая выемка), лет; $A_б$ и A — производственная мощность рудника по рудной массе при вариантах селективной и валовой выемки, т/год; $ц_{дб}$ и $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при вариантах селективной и валовой выемки, руб/т; $с_{дб}$ и $с_д$ — эксплуатационные затраты на добычу и переработку при вариантах селективной и валовой выемки, руб/т; $К_{бt}$ и $К_t$ — капитальные затраты на строительство рудника при вариантах селективной и валовой выемки в t-й год, руб/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, учитывающий величину процентной ставки за кредит для выполнения капитальных работ, доли ед.

Извлекаемая ценность рудной массы, например, для условий железорудных шахт, определяется по формуле

при базовом варианте

$$ц_{дб}=\gamma ц_к,$$

$$\gamma=\frac{c(1-Р)\varepsilon_о}{\beta},$$

где $ц_к$ — цена концентрата, γ — выход концентрата, т/т;

при варианте валовой выемки (т/т)

$$ц_{дб} = \gamma' ц_к,$$

$$\gamma' = \frac{c(1-P)\varepsilon'_o}{(1+q)\beta'} \text{ и } a' = \frac{c(1-P)}{1+q}.$$

Если в породных прослойках есть металл, то

$$\gamma' = \frac{c(1-P)\varepsilon'_o}{(1+q-qb)\beta'}, \text{ и } a' = \frac{c(1-P)}{1+q-qb},$$

где c — содержание металла в породных прослойках, доли ед.; a' — содержание в добытой рудной массе, доли ед.

Текущие затраты на 1 т добытой рудной массы (руб.):

а) при базовом варианте (селективная выемка)

$$с_{дб} = \frac{(1-P)}{(1-П)}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4,$$

б) при валовой выемке и увеличенной добыче

$$с_{дб} = \left[\frac{(1-P)}{(1-q)(1-П)}(A_1 + A_2 + A_3) + A_4\right]\left[1 - \varphi\left(1 - \frac{A_б}{A}\right)\right],$$

где A_1 — затраты на разведку запасов и амортизацию, руб/т балансовых запасов; A_2 — затраты на подготовительно-нарезные работы, руб/т балансовых запасов; A_3 — затраты на отбойку руды, приходящиеся на 1 т руды балансовых запасов; A_4 — затраты на выпуск руды, откатку, подъем, транспортировку, обогащение, руб/т рудной массы; A и $A_б$ — производственная мощность рудника при валовой и селективной выемке; φ — коэффициент, учитывающий долю условно-постоянных затрат.

Эффективность валовой выемки при возможности увеличения производственной мощности рудника может быть оценена по разнице суммы дисконтированной прибыли при двух сравниваемых вариантах. Покажем это на примере сравнения селективной и валовой выемки применительно к условиям одной из железорудных шахт.

В качестве примера базового варианта будет рассмотрена система этажного принудительного обрушения с оставлением породных прослойков в недрах. Второй вариант — также система

этажного принудительного обрушения, но с валовой выемкой породного прослойка вместе с рудой. Объем включаемых пород достигает 20 % общих запасов руды. Шахта разрабатывает мощные крутопадающие залежи. Балансовые запасы месторождения 19,5 млн т. Содержание металла в руде c = 41,2%, в породных прослойках b = 8 %. Производственная мощность шахты 1,5 млн т/год. Затраты на добычу и обогащение при селективной выемке были равны 2,8 руб/т, при валовой — 2,45 руб/т. Извлекаемая ценность добытой рудной массы при базовом варианте без учета реализации щебня составляла 7,5, а с учетом 8,14 руб/т, при валовой выемке соответственно 6,6 и 7,36 руб/т. Производственные фонды шахты равны 30 млн руб. При неизменной мощности шахты удельная прибыль при селективной и валовой выемке равнялась

$$П_{рб} = 7{,}5 - 2{,}8 = 4{,}7 \text{ руб/т}, \; П_р = 6{,}6 - 2{,}45 = 4{,}15 \text{ руб/т}.$$

С учетом реализации, кроме железного концентрата попутно производимого щебня из отходов обогащения, удельная прибыль составила:

$$П_{рб} = 8{,}14 - 2{,}8 = 5{,}34 \text{ руб/т},$$

$$П_р = 7{,}36 - 2{,}45 = 4{,}91 \text{ руб/т},$$

т.е., валовая выемка обеспечивает удельную прибыль меньше на 0,43 руб/т даже при увеличении продажи щебня. Однако благодаря переходу на валовую выемку была создана возможность увеличения производственной мощности, в результате чего годовая прибыль увеличилась с $П_{ргб} = 1\,500\,000 \cdot 5{,}54 = 8\,310\,000$ руб. до $П_{рг} = 1{,}2 \cdot 1\,500\,000 \cdot 4{,}91 = 8\,830\,000$ руб., т.е. на 520 тыс. руб/год при практически тех же суммах капитальных затрат, что также представляет собой большую экономию.

Чтобы обеспечить равенство эффективности раздельной и валовой выемки, необходимо при валовой выемке увеличить производственную мощность рудника до уровня, который можно определить из уравнения

$$A_б(ц_{дб} - с_{дб}) - К/A_б = A(ц_д - с_д) - К/A,$$

откуда

$$A = \frac{A_б(ц_{дб} - с_{дб})}{ц_д - с_д}.$$

Подставив в это выражение те же цифры получим:

$$A = \frac{A_6 5,34}{4,91} = 1,087 A_6,$$

т.е. достаточно увеличить производственную мощность рудника при валовой выемке всего на 8,7 % или до 1,631 млн т/год.

На многих месторождениях гнездового и жильного типа (ртутных, золоторудных, оловянных) применение вместо селективной выемки мелкошпуровым способом валового способа и высокопроизводительных систем разработки не сопровождается увеличением эксплуатационных потерь руды, а наоборот, имеется возможность некоторого увеличения запасов металла за счет вовлечения в эксплуатацию забалансовых руд и не обнаруженных разведкой мелких рудных гнезд, находящихся между сближенными рудными телами.

Большое значение при выборе технологии выемки в условиях ртутных, оловянных и других месторождений имеет степень концентрации отдельных рудных гнезд в выемочном блоке, которая определяется отношением суммарных объемов рудных гнезд к объему блока и называется коэффициентом рудоносности

$$К_р = \frac{\sum_1^n Q_р}{Q_б},$$

где $Q_р$ — объем отдельного рудного тела, м³; $Q_б$ — объем блока, м³; n — число рудных тел.

Среднее содержание металла в запасах руды, подлежащих валовой выемке, определится по формуле

$$c_в = c_р К_р + b_п (1 - К_р),$$

где $c_в$ — среднее содержание металла в запасах рудного блока, отрабатываемого с применением валовой выемки, %; $c_р$ — то же, в запасах отдельных рудных жил и гнезд, %; $b_п$ — то же, во вмещающих породах, %.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы при валовой выемке блока устанавливается по выражению

$$ц_д = \sum_1^n 0,01(1 - Р_в) c_в \varepsilon_м ц = \sum_1^n 0,01(1 - Р_в)\left[c_р К_р + b_п (1 - К_р)\right] \varepsilon_м ц,$$

где $\varepsilon_м$ — коэффициент извлечения металла при переработке, доли ед.; ц — оптовая цена 1 т металла в концентрате или металла, руб/т; $Р_в$ — разубоживание руды при валовой выемке, доли ед.

Основными факторами, определяющими целесообразность применения валовой выемки, являются размеры рудных тел и их пространственное расположение в пределах контура блока, степень концентрации рудных гнезд (коэффициент рудоносности блока), среднее содержание металла в рудных телах и в породах внутриконтурных включений и увеличение извлекаемых запасов металла.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы может быть достаточно высокой даже при низком коэффициенте рудоносности, если породы внутриконтурного включения содержат достаточно высокие концентрации металла. И наоборот, при высоком коэффициенте рудоносности блока можно допустить примешивание при валовой выемке пород со сравнительно высоким содержанием металла, если их объем невелик.

Затраты на разведку, добычу и переработку рудной массы (руб/т) определяются по формуле

$$с_д = \frac{(1 - Р_в)}{(1 - П_в) К_р}(А_1 + А_2) + А_3,$$

где $А_1$ — затраты на разведку запасов, амортизацию основных средств, отнесенные на 1 т руды балансовых запасов, руб.; $А_2$ — затраты на эксплуатационную разведку и подготовительно-нарезные работы, руб/т; $А_3$ — затраты на выпуск и погрузку рудной массы и последующие процессы, включая обогащение, руб/т рудной массы; $П_в$ и $Р_в$ — потери и разубоживание руды при валовой выемке, доли ед.

Поскольку при валовой выемке можно вовлечь в эксплуатацию часть забалансовых запасов и этим увеличить извлекаемые запасы, что повлечет снижение удельных затрат на разведку, строительство рудника, горно-подготовительные работы и другие, то этот рост извлекаемых запасов металлов должен быть учтен в критерии экономической оценки.

Однако в ряде случаев может оказаться более целесообразным прямо противоположное решение — перейти от валовой к селективной выемке.

13.2. ОБОСНОВАНИЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ОСТАВЛЕНИЯ В НЕДРАХ НЕКОНДИЦИОННЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ БАЛАНСОВЫХ РУД

Бывают случаи, когда нужно обосновывать целесообразность оставления в недрах некондиционной части балансовых запасов (прослойков породы или некондиционной руды, в частности, окисленной), попавших в подсчет запасов.

На многих рудных месторождениях залежи перемежаются либо с породными прослойками, либо с окисленными рудами, отрицательно влияющими на показатели обогащения. Так, на сурьмяных рудниках попадание углистых сланцев в руду резко снижает качество получаемых на обогатительных фабриках концентратов. Из-за повышенного попадания в руду окисленных форм на Салаирской, Белоусовской, Иртышской и других обогатительных фабриках резко падает извлечение в концентраты полезных компонентов.

Иногда окисленные формы влияют на показатели извлечения гораздо сильнее, чем разубоживание пустыми породами. Так, на Салаирском руднике 10 % включений окисленных форм снижают извлечение при обогащении на 6—8 %, т.е. значительно сильнее, чем разубоживание в той же степени пустыми породами. На Кадамджайском руднике каждые 10 % окисленной руды снижают извлечение сурьмы при обогащении также на 6—8 %, а 10 % разубоживания породами снижает извлечение только на 1,5—2 %. Поэтому исключение из добычи окисленных руд в ряде случаев экономически целесообразно.

Рассмотрим это на примере свинцово-цинкового месторождения, которое характеризуется неравномерностью содержания полезных компонентов, наличием сульфидных, окисленных и смешанных руд. Месторождение разрабатывается системами принудительного этажного и подэтажного обрушения с выпуском руды через воронки. На отдельных участках возможна селективная выемка системой разработки с послойным торцевым выпуском руды, предусматривающая как выделение прослойков пустых пород и некондиционных руд и погашение без выемки из блока, так и разделение сульфидных и окисленных руд.

Исключение из добычи пород приводит к некоторому снижению производительности труда рабочего по блоку и увеличению затрат на 1 т добытой рудной массы. Однако при этом значительно повышается ценность товарной руды, в связи с чем в пересчете на металл показатели производительности труда и себестоимости добычи также улучшаются.

Целесообразность исключения из отработки прослоев окисленных руд, входящих в выемочный контур, и определение эффективности селективной выемки может производиться в следующем порядке. Базовый вариант (валовая выемка) оценивается по формуле

$$П_{ргб} = A_б (ц_{дб} - с_{дб}),$$

а вариант селективной выемки

$$П_{рг} = A(ц_д - с_д).$$

При этом текущие (эксплуатационные) затраты при базовом варианте (валовая выемка) будут равны (руб/т)

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П} A_1 + A_2.$$

В случае оставления окисленных руд в недрах текущие затраты составят

$$с_{дс} = \frac{1-Р}{(1-П)(1-q)} A_1 + A_2.$$

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы в случае валовой выемки окисленных руд определится по формуле

$$ц_{дб} = \sum_1^n 0{,}01 c_о (1-Р_в)(1-qx)\varepsilon_о ц.$$

Если включения окисленных руд полностью оставляются в недрах, то извлекаемая ценность определится по формуле

$$ц_{дс} = \sum_1^n 0{,}01 c (1-Р_в)\varepsilon_о ц.$$

В этих формулах: П и Р — соответственно потери и разубоживание руды, доли ед.; c и $c_о$ — соответственно содержание металлов в руде балансовой и балансовой без окисленной руды, %;

q — доля уменьшения удельного веса окисленной руды в запасах (оставленной в недрах при селективной выемке), доли ед.; $с_д$ — затраты на разведку месторождения, добычу и переработку рудной массы, руб/т; x — коэффициент, учитывающий снижение извлечения металлов при обогащении от увеличения включений окисленных руд на 1 %; $А_1$ — затраты на разведку месторождения (плата за недра), амортизацию основных средств, подготовительные и нарезные работы, отбойку руды, руб/т балансовых запасов; $А_2$ — затраты на выпуск, доставку, погрузку, откатку и обогащение рудной массы, руб/т; $ц_{дб}$ и $ц_{дс}$ — извлекаемая ценность рудной массы при валовой и селективной выемке, руб/т; $\varepsilon_о$ — извлечение металлов при обогащении, доли ед.; ц — отпускная цена металла в концентрате, руб/т; n — количество извлекаемых из руды полезных компонентов; $с_{сд}$ и $с_д$ — затраты на разведку, добычу и переработку рудной массы соответственно при селективной выемке и при валовой, руб/т.

Эффективность селективной выемки в расчете на 1 т добываемой рудной массы (руб.) при базовой системе разработки и неизменной производительности рудника определится по формуле

$$Э = A(ц_д - с_д) - A_б(ц_{дб} - с_{дб}).$$

Согласно практическим данным рудника, исключение окисленных форм из добычи в количестве 10 % от общих запасов повышает извлечение при обогащении свинца на 8,2 %, цинка на 5,3 %.

Величина затрат, согласно фактическим данным, составляет:

а) при валовой выемке $А_1 = 3,35$ руб/т; $А_2 = 5,62$ руб/т;

б) при селективной выемке $А_1 = 3,57$ руб/т; $А_2 = 5,62$ руб/т.

Потери и разубоживание будут равны:

а) при валовой выемке П = 0,14, Р = 0,16;

б) при селективной выемке П = 0,04 (без учета оставленной в недрах окисленной руды), Р = 0,11.

Показатели извлечения при обогащении равняются:

а) свинца: при валовой выемке 61,8 % (из расчета, что 10 % окисленных руд приводят к снижению извлечения на 8,2 %), при селективной — 70 %;

б) цинка: при валовой 58 %, при селективной — 67 % (повышение извлечения на 9 % за счет уменьшения запасов на 10 % окисленных руд). Согласно содержанию в руде и извлечению при обогащении извлекаемая ценность добытой рудной массы составила при валовой выемке 10,35 руб/т, при селективной — 12,5 руб/т.

Затраты на добычу и обогащение при валовом способе

$$с_д = \frac{1-0,16}{1-0,14}3,35 + 5,62 = 8,89 \text{ руб/т},$$

при селективном —

$$с_{дс} = \frac{1-0,11}{1-0,04}3,57 + 5,62 = 8,97 \text{ руб/т}.$$

Эффективность селективной выемки при неизменной производственной мощности рудника равна

$$Э = 1000000\left[(12,53 - 8,97) - (10,35 - 8,89)\right] = 2100000 \text{ руб/год}.$$

Экономия при переходе на селективную выемку может оказаться меньше, если соответственно уменьшится на 17 % производственная мощность рудника. Тогда экономия будет равна

$$Э = 900000(12,53 - 8,97) - 1000000(10,35 - 8,89) =$$

$$= 1,744 \text{ млн руб/год}.$$

Расчеты показывают, что во многих случаях селективная выемка может дать значительную экономию при улучшении использования запасов.

13.3. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКИ РУД ПО СОРТАМ

В ряде случаев месторождения представлены рудами разных сортов, отличающихся по степени окисленности, количеству полезных компонентов, минеральному составу и т.д. Перемешивание таких руд при валовой выемке приводит к взаимному разубоживанию каждого сорта другими, ухудшению их технологических качеств, в результате извлечение при обогащении оказывается низким, а иногда, например, при добыче иттриево-ториевых руд, падает до нескольких процентов. Разделение таких руд при добыче и переработке по сортам может обеспечить резкое улучшение извлечения при обогащении, что весьма эффективно, несмотря на некоторое увеличение затрат, связанных с разделением руд по сортам при добыче.

Раздельная выемка и переработка руд разных сортов на многих месторождениях позволяет значительно повысить показатели извлечения при переработке (обогащении и металлургическом переделе), а также уровень комплексности использования недр и добываемых полезных ископаемых, что весьма важно для увеличения производственной мощности предприятий по конечной продукции (металлам, металлам в концентратах и т.д.) и снижения затрат на ее производство. Вместе с тем, раздельная добыча и переработка руд по сортам требует некоторого увеличения эксплуатационных, а иногда и капитальных затрат. Например, из-за необходимости проходки дополнительных эксплуатационно-разведочных выработок для обнаружения рудных гнезд и разделения запасов руд по сортам, дополнительных вскрывающих выработок для раздельной отбойки или закладки, осуществления внутриблоковой селекции, выполнения других дополнительных работ, связанных с раздельной добычей и переработкой. Иногда посортная разработка может потребовать увеличения фронта работ при той же производственной мощности рудника по рудной массе или уменьшения ее из-за необходимости снижения интенсивности отработки блоков. Экономическая целесообразность раздельной добычи и переработки руд по сортам может быть установлена на основе сопоставления дополнительной ценности (по сравнению с валовой выемкой) с дополнительными затратами на ее получение. Для облегчения процедуры выбора и экономической оценки того или иного способа раздельной выемки целесообразно эти способы классифицировать в зависимости от поставленной цели. Например, для решения задачи экономического сравнения способы раздельной выемки и переработки могут быть классифицированы в зависимости от особенностей месторождений, характера оруденения, количества и доли разных сортов, а также необходимых работ, без которых разделение руд по сортам невозможно.

На основе системного подхода должны быть составлены экономико-математические модели формирования оптимальных рудопотоков и технологии добычи и переработки применительно к условиям конкретного ГОКа с целью обоснования целесообразности раздельной или валовой выемки двух сортов руды (например, медной и медно-цинковой) с усреднением каждого сорта или без него.

Общая схема таких моделей представляет собой две или несколько ветвей технологической схемы разведки, добычи и переработки: одна для валовой (базовый вариант), другие — для ее усовершенствованных вариантов, а также для схем раздельной до-

бычи и переработки руд, например, двух сортов. Первая работа в этих новых моделях — это анализ запасов и их доразведка для выделения сортов руд, установления их размещения и определения объемов (доли того или другого сорта в общей добыче).

При базовом варианте (валовой выемки с производством одного концентрата) возможности для формирования более эффективного рудопотока ограничены в связи с тем, что на действующем руднике мало что можно изменить. Однако, при системном подходе возможно обоснование более эффективных систем разработки, более рационального порядка отработки запасов, применения усреднения на рудном складе в шахте или на дневной поверхности и т.п. Может быть также частично изменена применяемая схема вскрытия и подготовки вновь вовлекаемых в эксплуатацию запасов.

За базовый вариант, с которым можно объективно сравнивать все другие возможные варианты, например, применительно к условиям Урупского ГОКа, целесообразно принять существующий, при котором на действующих горизонтах пройдены все горно-капитальные и горно-подготовительные выработки, шихтовка руды осуществляется путем выдачи из разных блоков руды с разным содержанием меди, применяются в основном системы разработки с обрушением, а после обогащения получается один медный концентрат, в который извлекаются также золото и серебро.

По месту осуществления способы раздельной выемки могут быть трех видов: 1) поблочное разделение руд по сортам (когда можно в пределах рудника выделить блоки только с каким-то одним сортом руды); 2) внутриблочное разделение руд по сортам (когда в каждом блоке два или несколько сортов руды); 3) комбинированное поблочно-внутриблочное разделение, когда можно выделить часть блоков только с рудой одного какого-то сорта, а в другой части блоков осуществлять внутриблочное разделение двух или нескольких сортов. Например, Урупское месторождение можно разделить на блоки, в которых только один какой-то сорт руды, поэтому выемку по сортам можно осуществлять без изменения систем разработки и технологии горных работ, а если это будет выгодно, пройти на нем дополнительные выработки (ствол, рудоспуск и т.п.) и оборудовать их транспортными и подъемными средствами.

Естественно, что чем больше сортов, тем сложнее организовать их раздельную добычу и переработку. Раздельная выемка руд по сортам может осуществляться несколькими способами. В про-

стейшем случае путем отработки блоков с разными сортами руд, раздельно выдаваемых из рудника, чтобы перерабатывать на обогатительной фабрике на разных секциях или поочередно на тех же секциях. Если нельзя выделить целые блоки с отдельными сортами руд, то раздельная выемка этих сортов осуществляется внутри блока, что приводит к некоторому увеличению затрат на добычу и снижению интенсивности горных работ. Обоснование условий эффективности применения раздельной и валовой выемки может быть осуществлено на основе следующих рассуждений.

В зависимости от соотношения различных полезных компонентов в руде отдельных блоков их запасы могут отрабатываться и перерабатываться либо в одном рудопотоке, либо раздельно. В случае, когда не требуется дополнительных капиталовложений, оценку эффективности вариантов можно осуществлять на основе суммы дисконтированной прибыли, а когда необходимы капитальные затраты, то лучше использовать для сравнения критерий суммы дисконтированной прибыли за вычетом дополнительных затрат (с учетом процентов за кредит) за какой-то расчетный период времени. Если принять за базовый вариант валовую выемку, то эта сумма будет равна (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рбгt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_б \left(ц_{дб} - с_{дб}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}},$$

где $ц_{дб}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при базовом варианте, руб/т; $с_{дб}$ — удельные затраты на добычу и переработку при том же варианте, руб/т; E — коэффициент дисконтирования затрат прибыли во времени, доли ед.

Если варианты не отличаются по срокам отработки запасов, то формула для определения экономии (руб.) от раздельной выемки будет иметь вид

$$Э = \sum_{t=1}^{t_р} П_{рг t} - \sum_{t=1}^{t_р} П_{рбгt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}},$$

где $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника по рудной массе в t-й год при валовой и раздельной выемке, т/год; $t_р$ — расчетный срок отработки запасов при валовой и раздельной выемке за-

пасов, лет; $ц_{дбt}$ и $ц_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы при валовой (базовый вариант) и раздельной выемке в t-й год, руб/т; $с_{дбt}$ и $с_{дt}$ — затраты на добычу и переработку при валовой и раздельной выемке в t-й год, руб/т; $П_{рбгt}$ и $П_{ргt}$ — годовая прибыль при валовой и раздельной выемке в t-й год, руб/год.

Если переход на раздельную добычу и переработку требует дополнительных капитальных затрат, например, на проходку и оборудование аккумулирующего рудоспуска, то экономия от этого (руб.) будет равна

$$Э = \sum_{t=1}^{t_р} П_{ргt} - \sum_{t=1}^{t_р} П_{рбгt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t \left(ц_{дt} - с_{дt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t \left(1+E_к\right) -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt} \left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) \frac{1}{(1+E)^{t_р - 1}},$$

где $t_р$ — срок выполнения дополнительных работ для перехода к раздельной выемке, лет; $К_t$ — капиталовложения в t-й год, необходимые для выполнения дополнительных работ, руб/год; $E_к$ — коэффициент, характеризующий процентную ставку за кредит для выполнения дополнительных работ в t-й год, доли ед.

Важнейшим условием правильного решения задач сравнительной оценки различных схем вскрытия и подготовки, систем разработки, а также различных способов шихтовки, сортировки, усреднения, раздельной и валовой выемки является определение извлекаемой ценности добываемой рудной массы. Наиболее сложно определять эту величину для комплексных разносортных руд. Рекомендуемый официальными документами метод пересчета извлекаемой ценности всех полезных компонентов на один основной (например, компонентов полиметаллических руд на свинец) не учитывает того важного обстоятельства, что закономерности извлечения разных компонентов из рудной массы при обогащении и металлургическом переделе очень сильно отличаются.

Анализ фактических данных одной из обогатительных фабрик показывает, что извлечение меди в медный концентрат в зависимости от содержания ее в рудной массе изменяется согласно выражению $\varepsilon_м = 0{,}0342\,а + 0{,}7952$, где а — содержание меди в перерабатываемой рудной массе, %. Извлечение золота и серебра изменяется по другим зависимостям. Совсем не учитываются в методе пересчета на один металл особенности многосортной руды, содер-

жание металлов в каждом сорте руды и доли этого сорта в общей добыче. Не учитывает этот метод и то обстоятельство, что в комплексных рудах содержание одной части компонентов измеряется в процентах, а другой части (благородных и редких металлов) — в граммах, килограммах и т.д. Неучет этих факторов может привести к серьезным ошибкам, особенно если при обогащении комплексных руд конечные продукты представлены несколькими концентратами. Чтобы избежать ошибок, извлекаемая ценность добываемой рудной массы многосортных руд должна определяться в зависимости от горно-геологических условий индивидуально и конкретно для каждого месторождения и каждого сорта руды с учетом доли этого сорта в общей добыче и с учетом схемы реализации конечной товарной продукции.

В наиболее общем случае, когда руды цветных металлов многокомпонентны, содержат благородные и редкие металлы и эти руды можно разделить на несколько сортов, а при переработке добываемой рудной массы получают несколько концентратов, извлекаемая ценность добываемой рудной массы применительно к условиям ГОКов цветной металлургии может быть определена по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n} c_{i\varphi}(1-Р_j) \sum_{\varphi=1}^{m} \varepsilon_{oij\varphi} ц_{ij\varphi} + \sum_{\varphi=1}^{k} q_j \sum_{i=1}^{n_б} c_{бi\varphi}(1-Р_\varphi) \sum_{\varphi=1}^{m} \varepsilon_{обij\varphi} ц_{бij\varphi},$$

где q_φ — доля участия φ-го сорта руды в общей добыче, доли ед.; k — количество сортов руд; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; $c_i\varphi$ и $c_{бi}\varphi$ — содержание i-го цветного и благородного металла в руде φ-го сорта, %; $Р_\varphi$ — разубоживание руды φ-го сорта, доли ед.; m — число концентратов; $\varepsilon_{oij}\varphi$ и $\varepsilon_{обij}\varphi$ — извлечение i-го цветного и благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды φ-го сорта, доли ед.; $ц_{ij}\varphi$ и $ц_{бij}\varphi$ — отпускная цена i-го цветного и благородного металла в j-м концентрате после обогащения руды φ-го сорта, руб/т.

По этой формуле можно не только определить извлекаемую ценность для какого-то конкретного случая, но и оптимизировать число сортов, на которые целесообразно разделить запасы. Для этого необходимо установить извлекаемую ценность при всех возможных для применения вариантах разделения запасов по сортам руды (на два, три и т.д.), а также соответствующие этим вариантам

затраты на добычу и переработку. Оптимальным будет такое количество сортов, при котором максимальна сумма дисконтированной прибыли за расчетный период с учетом дополнительных (по сравнению с базовым вариантом) затрат, связанных с добычей и переработкой по сортам. В качестве базового варианта может быть принята валовая выемка и переработка рудной массы без разделения сортов.

Если предприятие работает нормально, то его продукция находит рынок сбыта внутри страны по каким-то устойчивым рыночным ценам и ценность реализуемой товарной продукции позволяет обеспечить производство всем необходимым. В этом случае, например, применительно к условиям горно-обогатительного предприятия, извлекаемая ценность добываемой рудной массы в зависимости от вариантов принимаемой технологии добычи и переработки может быть определена по следующим формулам:

а) при валовой разработке месторождения и производстве одного медного концентрата, в который извлекаются золото и серебро, (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 c_м (1-Р)\, \varepsilon_{ом}\, ц_{мк} + \sum_{i=1}^{n_б} c_i (1-Р)\, \varepsilon_{oi}\, ц_i,$$

где $c_м$, $\varepsilon_{ом}$ — содержание меди в балансовых запасах месторождения, % и извлечение меди при обогащении, доли ед.; $ц_{мк}$ — отпускная цена меди в медном концентрате, руб/т; Р — разубоживание руды, доли ед.; $n_б$ — число благородных металлов в рудной массе; c_i и ε_{oi} — содержание i-го благородного металла в рудной массе, г/т и извлечение его в концентрат, доли ед.; $ц_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентрате, руб/г;

б) при валовой разработке месторождения и производстве медного и цинкового концентратов, в каждый из которых извлекаются золото и серебро, (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01\left[c_м (1-Р) \varepsilon_{ом} ц_{мк} + c_ц (1-Р) \varepsilon_{оц} ц_{цк} \right] + \sum_{i=1}^{n_б} c_i (1-Р) \sum_{i=1}^{m} \varepsilon_{oij} ц_{ij},$$

где m — число концентратов; $c_м$, $c_ц$ — содержание меди и цинка в руде балансовых запасов, %; $\varepsilon_{ом}$ и $\varepsilon_{оц}$ — извлечение меди в медный концентрат и цинка в цинковый, доли ед.; $ц_{мк}$ и $ц_{цк}$ — отпускная цена меди в медном концентрате и цинка в цинковом концентрате,

руб/т; c_i — содержание i-го металла в балансовых запасах, г/т; ε_{oij} — извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении, доли ед.; $ц_{ij}$ — отпускная цена i-го благородного металла в j-м концентрате, руб/т;

в) при раздельной добыче и переработке медных и медно-цинковых руд и производстве медного и цинкового концентратов из обоих сортов руд, в которые извлекаются золото и серебро (руб/т)

$$ц_д = q\,0{,}01\left[c'_м(1-Р')\varepsilon'_{ом}ц'_{мк} + c'_ц(1-Р')\varepsilon'_{оц}ц'_{цк}\right] +$$
$$+(1-q)0{,}01\left[c''_м(1-Р'')\varepsilon''_{ом}ц''_{мк} + c''_ц(1-Р'')\varepsilon''_{оц}ц''_{цк}\right] +$$
$$+q\sum_{i=1}^{n_б}c'_i(1-Р')\varepsilon'_{oi}ц'_i + (1-q)\sum_{i=1}^{n_б}c''_i(1-Р'')\varepsilon''_{oi}ц''_i,$$

где q, $(1-q)$ — доли медно-цинковых и медных руд в общей добыче, доли ед.; $c'_м$ и $c''_м$ — содержание меди в медно-цинковых и медных рудах (балансовых запасах), %; $c'_ц$ и $c''_ц$ — содержание цинка в медно-цинковых и медных рудах, %; $\varepsilon'_{ом}$ и $\varepsilon''_{ом}$ — извлечение меди из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $\varepsilon'_{оц}$ и $\varepsilon''_{оц}$ — извлечение цинка из медно-цинковых и медных руд, доли ед.; $ц'_{мк}$ и $ц''_{мк}$ — отпускная цена меди в концентрате из медно-цинковых и медных руд, руб/т; $Р'$ и $Р''$ — разубоживание медно-цинковых и медных руд, доли ед.; c'_i и c''_i — содержание i-го благородного металла в медно-цинковых и медных рудах, г/т, кг/т; ε'_{oi} и ε''_{oi} — извлечение i-го благородного металла из медно-цинковых и медных руд, доли ед.; $ц'_i$ и $ц''_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентратах из медно-цинковых и медных руд, руб/г, руб/кг;

г) при раздельной добыче и переработке медно-цинковых и медных руд и производстве медных концентратов из обоих сортов руд и цинковых концентратов из медно-цинковых руд, в которые извлекаются золото и серебро, (руб/т)

$$ц_д = q\,0{,}01\left[c'_м(1-Р')\varepsilon'_{ом}ц'_{мк} + c'_ц(1-Р'')\varepsilon'_{оц}ц'_{цк}\right] +$$
$$+(1-q)0{,}01\left[c''_м(1-Р'')\varepsilon''_{ом}ц''_{мк}\right] +$$
$$+q\sum_{i=1}^{n_б}c'_i(1-Р')\varepsilon'_{oi}ц'_i + (1-q)\sum_{i=1}^{n_б}c''_i(1-Р'')\varepsilon''_{oi}ц''_i,$$

где q — доля медно-цинковых руд в общих запасах, доли ед.; $(1-q)$ — доля медных руд, доли ед.; $c'_м$ и $c''_м$ — содержание меди в медно-цинковых и медных рудах месторождения; $\varepsilon'_{ом}$ и $\varepsilon''_{ом}$ — извлечение меди из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $c'_ц$ и $\varepsilon'_{оц}$ — содержание цинка в медно-цинковых рудах, % и извлечение его в цинковый концентрат, доли ед.; $ц'_{цк}$ — отпускная цена цинка в цинковом концентрате из медно-цинковых руд, руб/т; $ц'_{мк}$ и $ц''_{мк}$ — отпускная цена меди в концентрате из медно-цинковых руд и медных, руб/т; c'_i и c''_i — содержание i-го благородного металла в медно-цинковых и медных рудах, г/т, кг/т и т.п.; $n_б$ — число благородных металлов в рудах; ε'_{oi} и $\varepsilon\varepsilon''_{oi}$ — извлечение благородного металла из медно-цинковых и медных руд при обогащении, доли ед.; $ц'_i$ и $ц''_i$ — отпускная цена i-го благородного металла в концентратах из медно-цинковых и медных руд, руб/г, руб/кг.

Если товарной продукцией ГОКа служит не концентрат, а возвращаемая ему часть продукции в виде черновой или рафинированной меди или даже медного проката (другая часть взимается металлургическими заводами в качестве оплаты за переработку концентратов), то извлекаемая ценность добываемой рудной массы при валовой ее добыче и переработке определится (руб/т) по формуле

$$ц_д = 0{,}01c_м(1-Р)\varepsilon_{ом}\varepsilon_1(ц_1 - с_{д1}) + \sum_{i=1}^{n_б}c_i(1-Р)\varepsilon_{oi}\varepsilon_{1i}(ц_{1i} - с_{д1i}),$$

где ε_1 — извлечение меди из концентрата в черновую медь на металлургическом заводе, доли ед.; $ц_1$ — рыночная цена черновой меди, руб/т; $\varepsilon_{ом}$ и ε_{oi} — извлечение меди и i-го благородного металла при обогащении в медный концентрат, доли ед.; ε_{1i} — извлечение i-го благородного металла при металлургическом переделе концентратов в черновую медь и первичные благородные металлы, доли ед.; $ц_{1i}$ — рыночная цена i-го благородного металла, руб/г; $с_{д1}$ и $с_{д1i}$ — затраты на переработку концентрата в черновую медь и благородные металлы, руб/т рудной массы.

Если в качестве товарной продукции служит рафинированная медь, то извлекаемая ценность добываемой рудной массы по меди определяется по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01c_м(1-Р)\varepsilon_{ом}\varepsilon_1\varepsilon_2(ц_2 - с_{д1} - с_{д2}),$$

а при продаже медного проката (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 c_м (1 - Р)\, \varepsilon_{ом}\, \varepsilon_1\, \varepsilon_2\, \varepsilon_3 (ц_з - с_{д1} - с_{д2} - с_{д3}) .$$

В этих формулах: ε_2 и ε_3 — извлечение из черновой меди в рафинированную и из рафинированной в медный прокат, доли ед.; $с_{д2}$ и $с_{д3}$ — затраты на переработку черновой меди в рафинированную и рафинированной в прокат в расчете на 1 т добываемой и перерабатываемой рудной массы, руб/т.

Для условий горно-металлургического комбината по добыче и переработке многокомпонентных и многосортных руд цветных металлов, которые содержат благородные и редкие металлы и из которых при переработке добываемой рудной массы получаются несколько концентратов, извлекаемая ценность добываемой рудной массы с учетом металлургического передела может быть определена по формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01 \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n} c_{i\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{oij\varphi} \varepsilon_{мij\varphi} ц_{мij\varphi} +$$

$$+ \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n_б} c_{бi\varphi} (1 - Р_\varphi) \sum_{j=1}^{m} \varepsilon_{обij\varphi} \varepsilon_{мбij\varphi} ц_{мбij\varphi},$$

где q_φ — доля участия φ-го сорта руды в общей добыче, доли ед.; k — количество сортов руд; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; $c_i\varphi$ и $c_{бi}\varphi$ — содержание i-го цветного и благородного металла в руде φ-го сорта, %; $Р_\varphi$ — разубоживание руды φ-го сорта, доли ед.; m — число концентратов; $\varepsilon_{oij}\varphi$ и $\varepsilon_{обij}\varphi$ — извлечение i-го цветного и благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды φ-го сорта, доли ед.; $ц_{мij}\varphi$ и $ц_{мбij}\varphi$ — отпускная цена i-го цветного и благородного металла, извлекаемого из j-го концентрата после обогащения руды φ-го сорта, руб/т; $\varepsilon_{мij}\varphi$ и $\varepsilon_{мбij}\varphi$ — извлечение i-го цветного и благородного металла при металлургическом переделе j-го концентрата, доли ед.

Если товарной продукцией являются металлы, которые продаются за рубеж, то извлекаемая ценность добываемой рудной массы, например, двух сортов с содержанием цветных и благородных металлов устанавливается по формуле (руб/т)

$$ц_д = q\, 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c'_i (1 - Р') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon'_{oij} \varepsilon'_{мij} ц'_{мijв} К_п + (1 - q) 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c''_i (1 - Р'') \times$$

$$\times \sum_{j=1}^{m} \varepsilon''_{oij} \varepsilon''_{мij} ц''_{мijв} К_п + q \sum_{i=1}^{n_б} c'_{бi} (1 - Р') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon'_{обij} \varepsilon'_{мбij} ц'_{мбijв} К_п +$$

$$+ (1 - q) \sum_{i=1}^{n_б} c''_{бi} (1 - Р'') \sum_{j=1}^{m} \varepsilon''_{обij} \varepsilon''_{мбij} ц''_{мбijв} К_п,$$

где c'_i и c''_i — содержание i-го цветного металла в руде первого и второго сорта, %; ε'_{oij} и ε''_{oij} — извлечение i-го цветного металла при обогащении в j-й концентрат из руды первого и второго сорта, доли ед.; $ц'_{мijв}$ и $ц''_{мijв}$ — отпускная цена в валюте i-го цветного металла, извлекаемого из j-го концентрата из руды первого и второго сорта, долл/т; $c'_{бi}$ и $c''_{бi}$ — содержание i-го благородного металла в руде первого и второго сорта, %; $К_п$ — коэффициент пересчета валюты в рубли; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; m — число концентратов, получаемых при обогащении добываемой рудной массы; $\varepsilon'_{обij}$ и $\varepsilon''_{обij}$ — извлечение i-го благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды первого и второго сорта, доли ед.; $ц'_{бijв}$ и $ц''_{бijв}$ — отпускная цена в валюте i-го благородного металла в j-м концентрате из руды первого и второго сорта, долл/т; q и $(1 - q)$ — доля первого и второго сорта руды в общей добыче, доли ед.; $\varepsilon'_{мij}$ и $\varepsilon''_{мij}$ — извлечение i-го металла из j-го концентрата, получаемого из рудной массы первого и второго сорта, доли ед.

Чтобы обеспечить извлекаемую ценность добываемой рудной массы в каждом из трех рассмотренных вариантов формирования рудопотоков, необходимо по сравнению с базовым вариантом несколько увеличить затраты на добычу и обогащение. Если при базовом варианте затраты (руб/т) можно определить как

$$С_{дб} = \frac{1 - Р_б}{1 - П_б} (А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_5 + А_6,$$

то при новых вариантах

$$С_{д1} = \left[\frac{1 - Р_1}{1 - П_1} (А_1 + А_2 + А_3) + А_4 + А_5 + А_6 + А_7 \right] \left[1 - \varphi (1 - A_6 / A_1) \right],$$

$$C_{д2}=\left[\frac{1-P_2}{1-П_2}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6\right]\left[1-\varphi\left(1-A_6\Big/\sum_{f=1}^{f=k}A_f\right)\right],$$

$$C_{д3}=\left[\frac{1-P_3}{1-П_3}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5+A_6+A_7\right]\left[1-\varphi\left(1-A_6\Big/\sum_{f=1}^{f=k}A_f\right)\right],$$

где $П_6$ и P_6, $П_1$ и P_1, $П_2$ и P_2, $П_3$ и P_3 — потери и разубоживание сравниваемых вариантов, доли ед.; A_1, A_2, A_3 — затраты на погашение геологоразведочных работ, амортизацию основных средств, горно-подготовительные работы в расчете на 1 т руды балансовых запасов, руб/т; A_4 — затраты на последующие процессы добычи, руб/т рудной массы; A_5 — затраты на транспорт рудной массы до обогатительной фабрики и обогащение 1 т рудной массы, руб/т; A_6 — затраты на транспортирование до потребителя концентратов в расчете на 1 т добываемой рудной массы, руб/т; A_7 — затраты на усреднение 1 т рудной массы на рудном складе, руб/т; φ — доля условно-постоянных затрат, доли ед.

Производственная мощность рудника и обогатительной фабрики при первом новом варианте (с усреднительным складом) может быть больше, чем при базовом варианте, а при втором и третьем новых вариантах (с раздельной выемкой руд по сортам) может оказаться и больше (с проходкой дополнительных выработок) и меньше (без проходки), чем при базовом.

Определив по этим формулам извлекаемую ценность добываемой рудной массы, можно выбрать наиболее эффективный вариант реализации продукции ГОКа. Подставляя в приведенные формулы все необходимые показатели, можно более правильно решить практически все технико-экономические задачи оптимизации схем и параметров вскрытия и подготовки, оценки и переоценки запасов месторождения, выбора систем разработки, сравнения вариантов раздельной и валовой добычи и переработки рудной массы, производства концентратов и металлов, экономической оценки и нормирования потерь и разубоживания руды и многие другие.

Расчеты показали, что на рассматриваемом ГОКе целесообразно повысить качество добываемой рудной массы на основе изменения порядка отработки запасов путем вовлечения в эксплуатацию части запасов нижедействующего горизонта с помощью уклонов или спиральных съездов и перехода от систем с обрушением на системы камерные и камерно-столбовые с возможной закладкой

первичных камер в будущие периоды. Анализ запасов медных и медно-цинковых руд месторождения показал, что при валовой их выемке среднеквадартическое отклонение содержания меди от среднего (1,62 %) равно 0,31 %. Если эти руды разделить на два сорта — медные и медно-цинковые, то среднеквадратическое отклонение содержания меди в первых рудах составит 0,251 % при среднем содержании 1,47 %, а во-вторых — 0,225 % при среднем содержании меди 1,79 %. Поэтому благодаря разделению руды на два сорта может быть существенно повышено извлечение меди при обогащении. Было установлено, что при среднеквадратическом отклонении от среднего в 0,478 % извлечение меди составляло 82,07 %, а при отклонении до 0,236 % оно повышалось до 87,8 %. Благодаря разделению руд на два сорта извлечение меди при обогащении увеличится на 5 %. Кроме того, может быть достигнуто достаточно высокое извлечение цинка из медно-цинковых руд.

Расчеты по приведенной методике показывают, что за счет формирования оптимальных рудопотоков, разделения запасов месторождения на медные и медно-цинковые, изменения порядка отработки запасов, схемы их вскрытия и систем разработки имеется возможность увеличить производственную мощность предприятия в ценностном выражении в 1,2—1,25 раза. Соответственно в 1,2—1,25 раза уменьшится ущерб окружающей среде. Применение на руднике вместо систем разработки с обрушением камерных и камерно-столбовых с закладкой первичных камер в дальнейшем позволит в 1,5 раза повысить содержание металлов в добываемой рудной массе при улучшении стабилизации ее качества.

Таким образом, научно-методические положения организации формирования оптимальных рудопотоков и технологических схем разработки многокомпонентных и разносортных рудных месторождений должны основываться на системном подходе с учетом всех стадий разведки, разработки и переработки в их взаимосвязи при составлении единой экономико-математической модели формирования оптимальных рудопотоков.

Оценка эффективности способов вскрытия и подготовки запасов должна осуществляться с учетом уровня достоверности геологических данных, а также возможного изменения величины запасов и производственной мощности рудника, затрат средств и времени на вскрытие и подготовку.

При сравнительной оценке систем разработки необходимо учитывать степень стабилизации качества добываемой рудной массы, а также разницу в нормативах подготовленных и готовых к выемке запасов.

При оценке раздельной и валовой выемки, а также целесообразности тех или иных способов сортировки рудной массы необходимо иметь в виду обеспечение более полного и комплексного использования каждого сорта добываемой и подготавливаемой рудной массы, так же как при оценке целесообразности применения способов шихтовки и усреднения рудной массы по качеству, обогащения металлургического передела, а также реализации конечной продукции с учетом всех затрат на стадиях разведки, добычи, переработки и реализации конечной продукции.

Решение любой частной задачи, касающееся обоснования того или иного технического решения по повышению извлекаемой ценности добываемой рудной массы, должно осуществляться на основе единой экономико-математической модели, включающей в себя во взаимосвязи все стадии — от разведки запасов до реализации конечной продукции.

13.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЧИСЛА ШАХТНЫХ СТВОЛОВ ПРИ РАЗДЕЛЬНОЙ ДОБЫЧЕ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД ПО СОРТАМ

В случае месторождений многосортных руд, особенно при комплексном их использовании, необходимо рассматривать экономическую целесообразность увеличения числа подъемных стволов для организации раздельной добычи и подъема руд по сортам, а также выделения из общего рудопотока пустых пород и забалансовых руд. С целью упрощения технологической схемы породу от проходки выработок, как правило, смешивают с рудой, дополнительно разубоживая ее. При валовой разработке руд разных сортов, как правило, один сорт руды разубоживается другим. Кроме того, усложняется шихтовка руды для обеспечения постоянства содержания металлов в руде. Тем не менее, постоянства качества добываемой рудной массы не достигается. Как следствие влияния этих факторов — снижение извлечения металлов при обогащении и качества концентратов, а следовательно, и извлекаемой ценности добываемой рудной массы. Для шихтовки многосортных и многокомпонентных руд требуется значительно большее количество блоков в очистной выемке, чем без шихтовки, из-за чего снижается производственная мощность рудника. Эти факторы необходимо учитывать при определении числа стволов.

Кроме обеспечения производственной мощности рудника по рудной массе, число стволов и соответствующая схема (способ) вскрытия и подготовки должны обеспечить добычу рудной массы возможно более высокого качества (когда может быть обеспечена самая большая величина извлекаемой ценности). Повышение извлекаемой ценности добываемой рудной массы при разработке многосортных руд можно обеспечить благодаря применению раздельной добычи и переработки по сортам и усреднению качества каждого сорта. Это позволяет более полно и комплексно использовать добываемую рудную массу, производить больше конечных продуктов и расширять их ассортимент. Однако применение раздельной добычи и переработки может привести к некоторому снижению производственной мощности рудника (при выдаче рудной массы через один ствол) или потребует проходки дополнительного ствола (или стволов).

Целесообразность проведения дополнительных стволов может быть определена на основе сравнения величины прибыли за какой-то расчетный период времени при базовом и новом (с дополнительными стволами) вариантах с учетом дополнительных затрат на проходку стволов. Экономия от проходки дополнительных стволов определится (руб.) по формулам:

а) для условий действующего рудника, когда один подъемный ствол уже имеется,

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{i=1}^{t_с} C_{ct}\left(1+E_н\right)^{t_с}-\sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right);$$

б) для вновь проектируемого рудника

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{j=1}^{n}\sum_{i=1}^{t_с} C_{ct}\left(1+E_н\right)^{t_с}-\sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)-$$

$$-\sum_{j=1}^{n_б}\sum_{i=1}^{t_{сб}} C_{сбt}\left(1+E_н\right)^{t_{сб}}.$$

В этих формулах: $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника при базовом варианте (валовая выемка) и новом варианте (раздельная выемка руд по сортам) в t-й год; $ц_{дбt}$ и $с_{дбt}$ — извлекае-

мая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $ц_{щt}$ и $c_{дt}$ — то же при новом варианте, руб/т; $С_{сб_t}$ и $С_{с_t}$ — затраты на проходку ствола при базовом и новом вариантах в t-й год, $t_р$ — расчетный срок сравнения вариантов, лет; $t_{сб}$ и $t_с$ — срок строительства ствола (стволов) при базовом и новом вариантах, лет; $n_б$ и n — число подъемных стволов при базовом и новом вариантах; $Е_н$ — процентная ставка на кредит в t-м году, доли ед.

Для правильного определения результатов сравнения вариантов совершенно необходимо по каждому из них установить величину извлекаемой ценности добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку.

В наиболее общем случае, когда руды цветных металлов многокомпонентны, содержат благородные и редкие металлы и эти руды можно разделить на несколько сортов, а при переработке добываемой рудной массы получаются несколько концентратов, извлекаемая ценность добываемой рудной массы может быть определена по следующей формуле (руб/т)

$$ц_д = 0{,}01\sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n} c_{i\varphi}\left(1-Р_\varphi\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{oij\varphi}ц_{ij\varphi} + \sum_{\varphi=1}^{k} q_\varphi \sum_{i=1}^{n_б} c_{бi\varphi}\left(1-Р_\varphi\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon_{обij\varphi}ц_{бij\varphi},$$

где q_φ — доля участия φ-го сорта руды в общей добыче, доли ед.; k — количество сортов руд; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов в руде; $c_i\varphi$ и $c_{бi}\varphi$ — содержание i-го цветного и благородного металла в руде φ-го сорта, % ; $Р_\varphi$ — разубоживание руды φ-го сорта, доли ед.; m — число концентратов; $\varepsilon_{oij}\varphi$ и $\varepsilon_{обij}\varphi$ — извлечение i-го и благородного металла в j-й концентрат при обогащении руды φ-го сорта, доли ед.; $ц_{ij}\varphi$ и $ц_{бij}\varphi$ — отпускная цена i-го и благородного металла в j-м концентрате после обогащения руды φ-го сорта, руб/т.

По данной формуле можно не только определить извлекаемую ценность для какого-то конкретного случая, но и оптимизировать число сортов, на которые целесообразно разделить запасы. Для этого необходимо найти извлекаемую ценность при всех возможных вариантах разделения запасов по сортам руды (на два, три и т.д.), а также соответствующие этим вариантам затраты на добычу и переработку. Оптимальным будет такое количество сортов, при котором максимальна сумма дисконтированной прибыли за расчетный период с учетом дополнительных (по сравнению с базовым вариантом) затрат, связанных с добычей и переработкой по сортам. В качестве базового варианта может быть принята валовая выемка и переработка рудной массы без разделения сортов.

Например, относительно условий Урупского месторождения медных и медно-цинковых руд извлекаемая ценность добываемой рудной массы при раздельной добыче и переработке двух сортов руд и производстве медного и цинкового концентратов из обоих сортов руд определится по формуле (руб/т)

$$ц_д = q0{,}01\sum_{i=1}^{n} c'_i\left(1-Р'\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon'_{oij}ц'_{ij} + (1-q)0{,}01\sum_{i=1}^{n} c''_i\left(1-Р''\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon''_{oij}ц''_{ij} +$$

$$+ q\sum_{i=1}^{n_б} c'_{бi}\left(1-Р'\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon'_{обij}ц'_{бij} + (1-q)\sum_{i=1}^{n_б} c''_{бi}\left(1-Р''\right)\sum_{j=1}^{m}\varepsilon''_{обij}ц''_{бij},$$

где q, $(1-q)$ — доли запасов медно-цинковых и медных руд, доли ед.; c'_i и c''_i — содержание i-го цветного металла в медно-цинковых и медных рудах (балансовых запасах), % ; ε'_{oij} и ε''_{oij} — извлечение i-го цветного металла из медно-цинковых и медных руд в j-й концентрат при обогащении, доли ед.; $ц'_{мк}$ и $ц'_{мк}$ — отпускная цена i-го цветного металла в j-м концентрате из медно-цинковых и медных руд, руб/т; $Р'$ и $Р''$ — разубоживание медно-цинковых и медных руд, доли ед.; $c'_{бi}$ и $c''_{бi}$ — содержание i-го благородного металла в медно-цинковых и медных рудах, г/т; $\varepsilon'_{обij}$ и $\varepsilon''_{обij}$ — извлечение i-го благородного металла из медно-цинковых и медных руд в j-й концентрат, доли ед.

При раздельной добыче руд по сортам необходимо пройти дополнительный ствол. Однако, в ряде случаев этот вариант может оказаться более эффективным за счет повышения извлекаемой ценности добываемой рудной массы (лучшее усреднение каждого сорта руды, снижение разубоживания, увеличение извлечения при обогащении и повышение качества концентратов, а также дополнительное производство новых концентратов). Кроме того, может возрасти производственная мощность рудника (в отличие от того, что при одном подъемном стволе производственная мощность уменьшится).

Проходка дополнительного ствола будет более эффективной, если оценку эффективности раздельной добычи руд по сортам осуществлять при проектировании нового рудника, когда, например, вместо одного ствола большого сечения можно предусмот-

реть проходку двух стволов меньшего сечения. В результате при незначительном увеличении затрат на проходку стволов может быть сокращен срок их проходки и строительства рудника в целом. Вероятно также и увеличение производственной мощности рудника. Экономия от проходки дополнительного ствола будет равна (руб/т)

$$Э=\sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt}-с_{дt}\right)-\sum_{j=1}^{m}\sum_{t=1}^{t_с} C_{ct}\left(1+E_{нt}\right)^{t_с}-\sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}\left(ц_{дбt}-с_{дбt}\right)+$$

$$+\sum_{j=1}^{m_б}\sum_{t=1}^{t_{сб}} C_{сбt}\left(1+E_{нt}\right)^{t_{сб}},$$

где $t_{сб}$ и $t_с$ — сроки строительства при базовом (с $m_б$ подъемными стволами) и новом (m подъемными стволами) вариантах, лет.

В случае раздельной добычи руд по сортам и наличии соответствующего количества подъемных стволов могут быть сокращены затраты на транспортирование руды до стволов. Так, если бы цинково-медное месторождение было вскрыто двумя подъемными стволами (один на одном фланге для медных руд, другой на другом фланге для медно-цинковых руд), то расстояние транспортирования было бы вдвое меньше. Реже были бы простои рудника из-за аварий в стволе и на транспорте.

Возможное увеличение производственной мощности рудника с раздельной добычей руд по сортам по сравнению с вариантом валовой выемки можно установить в зависимости от того, насколько может быть уменьшен резерв блоков для осуществления шихтовки руд в процессе добычи. Если при валовой выемке для обеспечения производственной мощности, равной $A_б$, требуется иметь в очистной выемке $N_{об}$ блоков, то из этого числа их часть равная $q_б N_{об}$ блоков необходима для обеспечения шихтовки. Если при раздельной добыче руд по сортам для шихтовки требуется меньшее количество блоков $qN_{об}$ в очистной выемке, то при той же рудной площади производственная мощность рудника может быть увеличена за счет уменьшения числа блоков, готовых к выемке. Величина ее будет равна

$$A=\frac{A_б N_б}{N_б-N_б\left(q_б-q\right)}=\frac{A_б}{1-q_б+q},$$

где $N_б$ — общее число блоков на руднике в подготовке и очистной выемке, ед.; $q_б$ и q — доли запасов (или числа резервных блоков),

необходимых для осуществления шихтовки руд при валовой выемке и при раздельной добыче и переработке, доли ед.

При $q_б > q$, и $A > A_б$ и, наоборот, если $q_б < q$, то $A < A_б$. Допустим, что общее число блоков на руднике при валовой выемке равно 25, в том числе 15 в очистной выемке и 10 в подготовке. Из 15 очистных блоков 7 блоков готовых к выемке необходимо иметь для шихтовки. Если при раздельной выемке двух сортов руды для шихтовки достаточно иметь 4 блока, то вместо других резервных блоков можно иметь в активной очистной выемке дополнительно к 8 блокам еще $3 \cdot 15/25 = 1{,}8$ блока и в подготовке $3 \cdot 10/25 = 1{,}2$ блока. Тогда производственная мощность рудника только на очистных работах может быть увеличена с $A_б$ до $A = A_б\, 16{,}8/15 = 1{,}12\, A_б$.

При раздельной добыче и переработке может быть значительно увеличена извлекаемая ценность добываемой рудной массы, поэтому во многих случаях при разработке комплексных многосортных руд увеличение числа подъемных стволов может обеспечить не только более эффективную работу предприятия, но и более полное комплексное использование запасов недр.

13.5. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ СОВМЕСТНОЙ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ И БОГАТЫХ РУД

Рудные месторождения обычно представлены залежами с неравномерным оруденением, из-за чего добываемая в разное время и из разных блоков рудная масса по качеству очень сильно отличается от среднего по руднику. В результате изменчивости величины содержания металлов в рудной массе извлечение их при обогащении существенно снижается. Поэтому на многих рудниках для снижения диапазона изменения содержания осуществляют шихтовку рудной массы, добываемой на бедных и богатых участках (из блоков с бедной и богатой рудой). Эффективность этого мероприятия не всегда одинакова и в значительной степени определяется характером зависимости извлечения металлов при обогащении (или металлургическом переделе) от содержания этих металлов в перерабатываемой рудной массе.

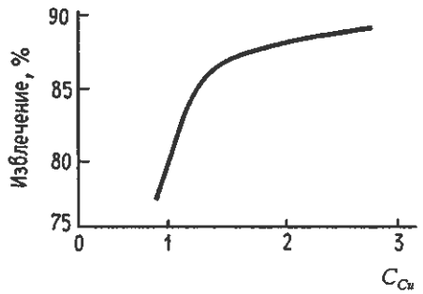


Рис. 13.1. Зависимость извлечения меди при обогащении от содержания ее C_{Cu} в рудной массе

Экономическая эффективность совместной добычи и переработки бедных и богатых руд может быть иллюстрирована следующим примером. Допустим, что на горно-обогатительном предприятии, добывающем и обогащающем медную рудную массу, извлечение при обогащении в зависимости от ее содержания в рудной массе характеризуется графиком, приведенном на рис. 13.1.

Из него видно, что при содержании меди в рудной массе 3 % извлечение составляет 89 %, а при содержании 1 %—77,5 %. Допустим, что рудник добывает одну половину рудной массы с содержанием 1 %, а вторую половину с содержанием 3 % (среднее 2 %). Тогда при раздельной их добыче и обогащении среднее значение извлечения, согласно рис. 8.1, будет равно $\varepsilon_{ср} = 0{,}5 \cdot 77{,}5 + 0{,}5 \cdot 89 = 83{,}25$ %. При переработке смеси бедной и богатой рудной массы со средним содержанием 2 % извлечение, согласно тому же рис. 8.1, будет равно 87,2 %, т.е. на 3,95 % больше. В том же примере при содержании меди в бедной рудной массе 1,2 % и богатой 3 % (среднее содержание 2,1 %) извлечение при раздельном обогащении будет равно $0{,}5 \cdot 82 + 0{,}5 \cdot 89 = 85{,}5$ %, а при совместном 87,5 %, т.е. больше на 2 %.

Таким образом, отрабатывая бедные руды раздельно от богатых, рудник несет существенные потери на стадии обогащения. Поэтому для улучшения использования недр необходимо одновременно с бедными вовлечь в эксплуатацию часть богатых руд путем вскрытия их уклонами или спиральными съездами и подготовке по руде. При этом соотношение добычи из запасов бедных и богатых руд должно быть таким, чтобы обеспечивалась рентабельная работа ГОКа, т.е. когда извлекаемая ценность добываемой рудной массы ($ц_{др}$) была бы равна или больше затрат на добычу и переработку ($с_{др}$), т.е. $ц''_{др} \geq с_{др}$.

Поскольку добытая рудная масса из бедных и богатых запасов должна перерабатываться совместно, то извлекаемая ценность определится не по формуле $ц_{др} = q\, ц_{дб} + (1 - q)\, ц_{дм}$ (где q — доля богатой рудной массы, $ц_{дб}$ и $ц_{дм}$ — извлекаемая ценность богатой и бедной добываемой рудной массы при раздельной их добыче и переработке, руб/т), а на основе определения среднего содержания металлов в обоих частях и их извлечения при обогащении из условия

$$ц_{др} = 0{,}01\left[\sum_{i=1}^{n} a_{бi} q + (1-q) a_{мi}\right] \varepsilon_{осрi} ц_i,$$

где $a_{бi}$ и $a_{мi}$ — содержание i-го металла в богатой и бедной рудной массе, %; $\varepsilon_{осрi}$ и $ц_i$ — извлечение i-го металла при обогащении, доли ед. и отпускная цена i-го металла в концентрате, руб/т.

Если необходимое для рентабельной работы среднее содержание металла в добываемой рудной массе равно $a_{ср}$, в бедной $a_м$, а в богатой $a_б$, то необходимая для рентабельной работы рудника доля богатой рудной массы определится из условия

$$a_{ср} = q a_б + (1 - q)\, a_м, \text{ как } q = \frac{a_{ср} - a_м}{a_б - a_м}.$$

Если, к примеру

$a_{ср} = 2{,}0$ %, $a_м = 1{,}5$ %, $a_б = 2{,}5$ %, $\varepsilon_{оср} = 0{,}88$, $\varepsilon_{об} = 0{,}90$,

то $q = \dfrac{2 - 1{,}5}{2{,}5 - 1{,}5} = 0{,}5.$

Тогда среднее извлечение при раздельном обогащении равно $0{,}83 \cdot 0{,}5 + 0{,}9 \cdot 0{,}5 = 0{,}865$, т.е. будет на 2,5 % меньше, чем при совместном обогащении. Практически при тех же затратах на добычу и обогащение валовая продукция комбината увеличится примерно на 2,9 %. Допустим, что при раздельной переработке бедной и богатой рудной массы и производстве одного медного концентрата обеспечивается прибыль, равная 235 – 18 = 50 руб/т, тогда при совместном обогащении ее величина будет $\dfrac{235 \cdot 0{,}89}{0{,}865} - 185 = 57$ руб/т. При одинаковой годовой добыче 300 тыс. т экономия составит 2 100 тыс. руб/год.

Однако производственная мощность рудника с применением шихтовки может быть меньше, чем без шихтовки. Известно, что для шихтовки руды из разных блоков в процессе добычи требуется гораздо большее количество блоков в стадии очистной выемки, чем без шихтовки. При этом снижается интенсивность горных работ, уменьшается производственная мощность рудника и увеличиваются удель-

ные эксплуатационные затраты. Поэтому не всегда некоторое улучшение качества добываемой рудной массы, достигаемое благодаря применению шихтовки, может оказаться экономически выгодным с позиции интересов комплекса рудник-фабрика. Например, на том же руднике, если при отсутствии шихтовки ведется валовая выемка, то производственная мощность рудника будет на 10 % больше, чем при применении шихтовки. Тогда годовая прибыль при отсутствии шихтовки будет больше на 5 %.

13.6. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ МЕТОДОВ СТАБИЛИЗАЦИИ КАЧЕСТВА (УСРЕДНЕНИЯ) ДОБЫВАЕМОЙ РУДНОЙ МАССЫ

Обеспечение постоянного качества добываемой рудной массы — одно из важных условий эффективного извлечения полезных компонентов при обогащении и других видах переработки минерального сырья.

Обычно среднее содержание металла в добываемой рудной массе, на которое ориентируются технология и режим обогащения, определяется из уравнения баланса

$$a=\sum_{i=1}^{n}Q_i a_i \Big/ \sum_{i=1}^{n}Q_i,$$

где Q_i — добыча рудной массы с i-го участка или в i-й промежуток времени, т; a_i — содержание металла в рудной массе, добываемой на i-м участке или в i-й промежуток времени, %.

Большинство авторов оценивают степень стабилизации качества добываемой рудной массы перед ее переработкой на основе методов статистического анализа в зависимости от закона распределения случайной дискретной величины, среднеквадратического отклонения содержания в отдельной дозе от средней величины и математического ожидания случайной величины.

Основным критерием оценки качества усредненной рудной массы считают среднее квадратическое отклонение содержания в отдельных дозах от среднего его содержания, которое определяют по формуле

$$\sigma=\sqrt{\sum_{i=1}^{n}(a_i-a)^2/(n-1)},$$

где a_i — значение случайной величины — содержание ценного компонента в i-й пробе; a — среднее арифметическое значение содержания во всех пробах; n — число проб.

Для оценки неоднородности усредняемой рудной массы большинство авторов применяют такие показатели, как коэффициент усреднения и эффективность усреднения.

Коэффициент усреднения определяют по формуле

$$K_y=\sigma_2/\sigma_1,$$

где σ_1, σ_2 — среднее квадратическое отклонение содержаний компонента в рудной массе соответственно в поступающей на усреднение и после усреднения.

Коэффициент эффективности усреднения устанавливается по формуле

$$\eta=1-K_y=1-\sigma_2/\sigma_1.$$

Следует заметить, что эти формулы более или менее пригодны для условий разработки однокомпонентных руд и могут характеризовать эффективность усреднения (в экономическом понимании) лишь приближенно. Для определения экономической эффективности усреднения добываемой рудной массы необходимо установить влияние этого процесса на показатели обогащения (извлечение в концентрат и содержание в концентрате), на величину удельных капитальных вложений и эксплуатационных затрат и другие технико-экономические показатели. Тем не менее, основой экономической оценки усреднения являются характеристики (по содержанию) рудной массы до усреднения и после.

Стабилизация качества добываемых руд (усреднение руд по качеству) осуществляется с целью обеспечения высоких технико-экономических показателей при их обогащении (извлечение в концентраты и содержание в концентратах) или металлургическом переделе. На действующих горно-рудных предприятиях она осуществляется на разных стадиях:

1) в процессе подготовки запасов и очистной выемки блоков путем шихтовки рудной массы, добываемой из разных блоков;

2) на рудных складах в подземных условиях и на поверхности рудников;

3) на рудных складах, в смесителях и в бункерах обогатительных фабрик.

Наиболее распространены процессы стабилизации (усреднения) руды по качеству (далеко не по всем нужным показателям качества, а в основном по содержанию в руде) на рудниках в процессе подготовки и добычи путем шихтовки рудной массы, добываемой из блоков с разным содержанием металлов, а также на обогатительных фабриках в процессе разгрузочно-погрузочных работ, формирования потоков руды из бункеров и при смешивании пульпы в специальных устройствах. Значительно более эффективные и дешевые методы усреднения руды применяются на рудных складах в подземных условиях, а также на поверхности вблизи рудников и обогатительных фабрик.

Анализ фактических данных многих рудников показывает, что способ усреднения руд по качеству в условиях рудника в процессе подготовки и отработки блоков весьма дорогой и недостаточно эффективный. Применение его связано с необходимостью значительного увеличения числа находящихся в эксплуатации блоков, что приводит к разбросанности работ, снижению интенсивности отработки, увеличению запасов вскрытых, а также подготовленных и готовых к выемке запасов. В результате увеличивается себестоимость добычи, снижается эффективность капиталовложений и ограничивается производственная мощность рудника и обогатительной фабрики.

Из-за необходимости усреднения руды при добыче количество блоков на стадии выпуска должно быть в 1,25—2 раза больше, чем это требуется без шихтовки. Например, на руднике им. XXII партсъезда Зыряновского свинцового комбината усреднение в шахте требовало увеличения числа блоков примерно на 30 %. Но и при этом размах колебаний содержания свинца в добытой рудной массе уменьшался с 40—50 % до 7—20 %.

Особенно малоэффективна шихтовка в подземных условиях на сложных рудных месторождениях. Так, на Кадамджайском сурьмяном руднике требовалось иметь в работе вдвое больше блоков, чем без шихтовки. Тем не менее, содержание сурьмы в руде, поступающей на обогатительную фабрику, отклонялось от среднего на 55—170 %. На Сумсарском и Канском рудниках, где число блоков в 1,3—1,5 раза больше, чем требовалось без шихтовки, содержание свинца отклонялось на 30—300 % от среднего. На Белоусовском руднике содержание в рудной массе свинца отклонялось в пределах 65—160 %, меди 70—130 %, цинка 75—125 % от среднего. Содержание излишних блоков на этих рудниках в зависимости

от величины себестоимости добычи требовало дополнительных затрат в пределах 10 %. На руднике Урупского ГОКа простои блоков из-за необходимости усреднения руды по содержанию меди составляют основную долю общих простоев, которые достигают 30—35 % всего времени очистной выемки блоков. Тем не менее, достаточного усреднения не обеспечивается и содержание меди в руде отклоняется от 60 до 130 % по сравнению со средним.

Затраты на полностью подготовленные к очистной выемке запасы составляют примерно половину себестоимости добычи, поэтому простои блоков обходятся довольно дорого. Кроме того, ограничивается производительность очистных работ, а следовательно, и производственная мощность рудника. По сравнению с методом усреднения более прогрессивным направлением в вопросах стабилизации качества добываемой рудной массы является развиваемое в последние годы Г.Г. Ломоносовым, А.А. Зейнулиным и другими направление, основанное на создании рудных складов в подземных камерах, например, применительно к условиям Джезказганских рудников. Данное направление дает возможность выполнять на этих складах работы по сортировке и предконцентрации добываемой рудной массы и оставлять часть породы в шахте.

Наиболее широко применяется усреднение на поверхностных прикарьерных рудных складах. Как альтернатива шихтовке рудной массы из разных блоков в подземных условиях в последнее время на рудниках устраиваются поверхностные рудные склады. В большинстве случаев использование усреднительных рудных складов обеспечивает довольно существенный экономический эффект.

Согласно выполненным Г.В. Секисовым исследованиям, усреднительные склады позволяют повысить извлечение металлов при обогащении медно-порфировых руд на 10—15 %, медно-молибденовых на 2—5 %, свинцовых на 5—10 %, редкоземельных на 10—20 %. При этом одновременно повышается качество концентратов. Затраты на выполнение работ, связанных с усреднением, в зависимости от производственной мощности изменяются от 0,04 до 0,48 руб/т, а дополнительные капитальные затраты на организацию работы усреднительных складов составляют 0,1—0,6 руб/т годовой добычи. Срок окупаемости складов на предприятиях цветной металлургии равен 0,1—0,7 года. Например, на Хайдарканском руднике затраты на сооружение склада составили 0,21 руб/т, текущие затраты на усреднение руды 0,13 руб/т, а экономия

от усреднения достигла 5,86 руб/т. На одном из рудников при этажно-камерной системе разработки с твердеющей закладкой ликвидация шихтовки в шахте увеличивает интенсивность отработки блока вдвое, что позволяет снизить прямые затраты по блоку на 0,26 руб/т, а производительность труда по системе разработки увеличивается в 1,2—1,33 раза (с 7,5 до 9—10 м³/смену). В то же время затраты на поверхностную шихтовку составили всего лишь 0,1 руб/т.

Капитальные затраты на сооружение рудного склада составляли в среднем по рудникам 0,2 руб/т, а эксплуатационные затраты на работы, связанные с усреднением, — 0,15 руб/т. Важнейшим вопросом оценки эффективности и оптимизации усреднения является выбор соответствующего критерия оценки. Обычно при оценке эффективности применения усреднения руд учитывают либо снижение текущих затрат, либо изменение величины прибыли в расчете на 1 т добываемой рудной массы. Эти критерии принимаются для оценки в силу того, что данные показатели являются отчетными на действующих предприятиях.

Обычно эффективность усреднения оценивают за счет улучшения извлечения полезных компонентов в концентраты и их содержания в концентратах по сравнению с текущими затратами на усреднение и дополнительными капитальными вложениями на строительство усреднительных складов. В более общем случае этого недостаточно, потому что даже при неизменной производственной мощности рудника по горной массе усреднение повышает извлечение металлов и в результате увеличивает производственную мощность предприятия по конечному продукту, а это значит, что повышается эффективность капиталовложений (основных фондов и оборотных средств рудника и обогатительной фабрики). Если же учесть возможность роста производственной мощности рудника, то этот фактор может стать еще более весомым. К тому же, известно, что удельные капиталовложения ежегодно увеличиваются. Растет и значение этого фактора. Поэтому многие авторы в качестве критерия принимали приведенные затраты на производство единицы конечной продукции с учетом объема ее производства на данном предприятии и всех имеющихся фондов, включая дополнительные средства на создание и работу усреднительных складов.

В современных экономических условиях при оценке эффективности усреднения руд по качеству необходимо учитывать не только возможность роста извлечения металлов при обогащении, но и изменение производственной мощности рудника.

Поэтому в качестве критерия должна быть принята величина суммы дисконтированной прибыли за расчетный период или удельной прибыли с учетом изменения качества производимой на данном предприятии товарной продукции и всех дополнительных затрат и средств на создание и функционирование усреднительных складов. Если за начало отсчета времени принять год применения рудоподготовки путем перехода на соответствующие системы разработки, а также начала строительства усреднительного склада на поверхности или в руднике, то эффект от его применения и сокращения работ по шихтовке в подземных условиях можно определить (руб.) по формуле

$$Э = \sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{ргt} - \sum_{t=1}^{t_p} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_p} A_t(ц_{дt} - с_{дt}) -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_c} C_{ct}(1+E_н)^{t_c} - \sum_{t=1}^{t_p} A_{дt}(ц_{дбt} - с_{дбt}).$$

Разница в удельной прибыли (руб/т) определится по формуле

$$Э_у = \left(\sum_{t=1}^{t_c+t_p} П_{ргt} - \sum_{t=1}^{t_p} П_{ргбt} \right) \Bigg/ \sum_{t=1}^{t_p} A_{бt}.$$

В этих формулах: t_c и $t_р$ — общий расчетный срок строительства и эксплуатации усреднительного склада, лет; $П_{ргбt}$ и $П_{ргt}$ — величина годовой прибыли предприятия в t-й год при базовом варианте (без усреднительного склада) и новом (с усреднительным складом), руб/год; C_{ct} — затраты на строительство усреднительного склада в t-й год, руб/год; $A_{бt}$ и A_t — производственная мощность рудника при базовом варианте и новом в t-й год, т/год; $E_н$ — коэффициент, учитывающий банковский процент на кредит для строительства склада; $ц_{дt}$ и $ц_{дбt}$ — извлекаемая ценность добытой рудной массы в t-й год с усреднительным складом и без него, руб/т; $с_{дt}$ и $с_{дбt}$ — затраты на добычу и обогащение рудной массы в i-й год с усреднительным складом и без него, руб/т; t_c и $t_р$ — общий расчетный срок, лет.

Извлекаемая ценность добываемой рудной массы на рудниках, разрабатывающих месторождения цветных металлов, определится по формулам:

$$ц_{дб} = 0{,}01 \sum_{i=1}^{n} c_i(1 - Р_i)\varepsilon_{oi}ц_i,$$

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} c_i(1-P_i)\varepsilon_{oyi}ц_{yi},$$

где c_i — содержание i-го полезного компонента в руде балансовых запасов, %; P_i — разубоживание руды при добыче, доли ед.; ε_{oyi} и ε_{oi} — извлечение i-го полезного компонента при переработке рудной массы в случае применения усреднительного склада и без него, доли ед.; $ц_{yi}$ и $ц_i$ — отпускные цены металлов (металлов в концентратах) в случае применения усреднительного склада и без него, руб/т; n — количество полезных компонентов в руде балансовых запасов.

Затраты на добычу и переработку рудной массы с учетом затрат на усреднение при добыче и на усреднительных складах при постоянной производственной мощности рудника можно определить по формулам

$$с_{дб} = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5,$$

$$с_д = \frac{1-Р}{1-П}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5'+A_з+A_с,$$

где A_1, A_2 , A_3 — затраты на разведку и амортизацию основных средств, на подготовительно-нарезные работы, руб/т руды балансовых запасов; $A_с$ — затраты на усреднение руды на усреднительном складе, руб/т; A_4 — затраты на очистную выемку, выпуск, погрузку и доставку, подъем и переработку при базовом варианте, руб/т рудной массы; A_5 и A_5' — затраты на транспортировку до обогатительной фабрики и переработку рудной массы, руб/т; П и Р — потери и разубоживание руды, доли ед.; $A_з$ — затраты на создание запаса на рудном складе, руб/т.

В случае отказа от усреднения в рудничных условиях путем шихтовки из разных блоков может увеличиваться производственная мощность рудника. Тогда затраты на добычу и переработку рудной массы должны определяться с учетом изменения производственной мощности рудника и соответствующего изменения общерудничных и других условно-постоянных затрат.

Затраты на добычу и переработку в случае увеличения производственной мощности рудника и фабрики по рудной массе от A_6 до $A = A_6(1 + q)$ уменьшатся на величину, равную

$$\Delta с_д = \varphi с_д\left[1-\frac{A_6}{A_6(1+q)}\right]=\varphi с_д\frac{q}{1+q},$$

где φ — коэффициент, увеличивающий величину условно-постоянных затрат в себестоимости, доли ед.; q — доля увеличения производственной мощности рудника.

Расчеты показывают, что наиболее эффективным направлением для стабилизации руд по качеству является отказ от усреднения руды в рудничных условиях путем шихтовки из разных блоков и перенос этой работы на усреднительные склады, располагаемые в подземных выработках (камерах, рудоспусках и т.п.) или на поверхности в пределах земельного отвода.

Расчеты по данной методике применительно к условиям Урупского ГОКа позволили обосновать целесообразность создания на Урупском руднике поверхностного усреднительного склада на 200—300 т, благодаря чему значительно снизились затраты на транспортирование рудной массы до обогатительной фабрики, а извлечение меди при обогащении повысилось с 82 до 86 %. Расчеты по предложенной методике, показывают, что эффективность усреднения на усреднительных складах тем выше, чем больше рост добычи и переработки руды на предприятии при тех же основных и оборотных средствах (когда имеются избыточные мощности), чем выше содержание металлов в руде, себестоимость добычи, чем больше повышение извлечения металлов и содержание их в концентратах и чем выше затраты на поддержание количества блоков и этажей, необходимых для осуществления шихтовки руды в подземных условиях. Особенно большой эффект может быть получен при отказе от усреднения на руднике путем шихтовки руды из разных блоков при соответствующем увеличении добычи и переработки руды. При камерных системах разработки рудные склады могут быть устроены в подземных условиях, что позволит сократить затраты на создание склада.

В целом, устройство усреднительных складов, как на поверхности, так и в подземных условиях является одним из важных направлений для повышения качества добываемой рудной массы и рационального использования недр.

13.7. ОБОСНОВАНИЕ ВЫЕМОЧНОЙ МОЩНОСТИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

От ширины рабочего пространства на многих золоторудных, оловянных, редкометалльных и других жильных месторождениях в значительной степени зависит разубоживание руды (от 10 до 90 %), производительность труда забойных рабочих (в 1,5—2 раза), затраты на добычу (на 20—50 %), интенсивность очистной выемки и производительность рудника по конечному продукту.

В большинстве случаев при мощности жил от 0,2 до 2 м ширина очистного пространства составляет 1,3—2,2 м и изменяется от 0,8 до 2,5 м, а разубоживание руды при этом колеблется от 30 до 60 %, достигая 75—80 % на весьма тонких жилах (0,2—0,4 м).

Исследованиями, выполненными под руководством академика М.И. Агошкова, установлено, что минимальная ширина очистного пространства, допускающая пребывание человека в призабойном пространстве, равна 0,7 м. Однако, при ширине 0,7 м очень сильно падает производительность труда как на отбойке, так и на выпуске руды. Поэтому было предложено устанавливать оптимальную выемочную мощность на основе минимума затрат и ущерба от разубоживания. В дальнейшем в качестве критерия оптимальности многие авторы применяли более полный показатель удельной прибыли в расчете на 1 т руды балансовых запасов, а также показатель приведенных затрат в расчете на 1 т добытой рудной массы. И эти критерии были вполне применимы в условиях плановой экономики. Однако в условиях перехода к рынку приведенные затраты потеряли смысл, а критерий прибыли требует существенного изменения.

Прибыль в расчете на 1 т руды балансовых запасов может быть использована в качестве критерия оценки только для сравнения вариантов, при которых одинаковая производственная мощность рудника и одинаковые по величине ежегодно погашаемые балансовые запасы; при разных вариантах ширины очистного пространства этого достичь невозможно. Чем больше ширина выработанного пространства (при одинаковом погашении балансовых запасов), тем больше должна быть производственная мощность рудника.

В наиболее общем случае выбор варианта ширины очистного пространства при выемке жильных месторождений в современных экономических условиях должен осуществляться на основе определения суммарной прибыли за какой-то расчетный срок с учетом окупаемости капиталовложений либо в расчете на единицу конечной продукции (концентрат, металл), либо в расчете на 1т рудной массы. Каждый из возможных вариантов должен сравниваться с каким-то базовым вариантом разработки (ширины очистного пространства).

Очень важно также учесть содержание металлов в отбиваемых вмещающих породах и правильно разделить затраты на добычу и переработку рудной массы на постоянные и переменные в зависимости от ширины очистного пространства и возможного изменения производственной мощности рудника. Затраты на погашение геологоразведочных работ, на амортизацию и подготовительно-нарезные работы практически не зависят от мощности выемки и в расчете на 1 т рудной массы изменяются обратно пропорционально ширине выработанного пространства. Затраты на отбойку должны приниматься разными при разной ширине очистного пространства. Остальные затраты практически равны при любой ширине очистного пространства. Однако, при изменении производственной мощности рудника они также будут разными при разной ширине очистного пространства. А это предопределяет разный уровень производственной мощности рудника по рудной массе.

Для обеспечения постоянства добычи по металлу необходимо при росте выемочной мощности увеличить производственную мощность рудника по рудной массе. Иначе будут снижаться его производственная мощность по конечному продукту, величина годовой прибыли и эффективность капиталовложений. При увеличении выемочной мощности всегда лучше, когда можно с достаточной эффективностью не только увеличить добычу рудной массы, но и производственную мощность по конечному продукту. Величина прибыли за какой-то расчетный период времени за вычетом капиталовложений (с учетом времени их вложения и банковского процента на кредит) при базовом варианте ширины выработанного пространства определится (руб.) по формуле (1)

$$\sum_{t=1}^{t_{бс}+t_р} П_{ргбt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt}\left(ц_{дбt} - с_{дбt}\right) - \sum_{t=1}^{t_{бс}} К_{бt}\left(1+E_н\right)^{t_{бс}}$$

или в расчете на 1 т добытой рудной массы (руб/т)

$$\sum_{t=1}^{t_{бс}+t_р} П_{ргбt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} A_{бt},$$

где $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов, лет; $t_{бс} + t_з$ — срок строительства рудника и обогатительной фабрики при базовом варианте, лет; $A_{бt}$ — производственная мощность предприятия при базовом варианте в t-й год, т/год; $К_{бt}$ — капиталовложения при базовом варианте в t-й год, руб; $ц_{дб}$ и $с_{дбt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на добычу и переработку при базовом варианте в t-й год, руб/т; $E_{нt}$ — коэффициент, характеризующий банковский процент на кредит для строительства предприятия в t-й год, доли ед.

Величина прибыли (руб.) при любом другом варианте ширины выработанного пространства устанавливается по формуле (2)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_з} П_{ргt} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t\left(ц_{дt} - с_{дt}\right) - \sum_{t=1}^{t_с} К_t\left(1+E_н\right)^{t_с}$$

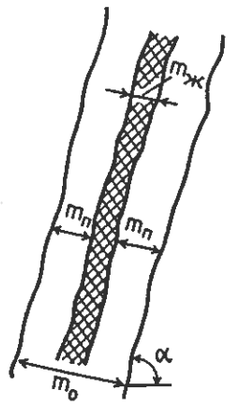
или в расчете на 1 т добытой рудной массы с базовой извлекаемой ценностью (руб/т)

$$\sum_{t=1}^{t_с+t_з} П_{ргt} \Big/ \sum_{t=1}^{t_р} \frac{ц_{дt}}{ц_{дбt}},$$

где $ц_{дt}$ и $с_{дt}$ — извлекаемая ценность добываемой рудной массы и затраты на ее добычу и переработку при новом варианте, руб/т; $t_с$ — срок строительства предприятия при новом варианте, лет; A_t — производственная мощность предприятия при новом варианте, т/год; $К_t$ — величина капиталовложений в строительство предприятия при новом варианте в t-й год, руб/год.

При определении величины извлекаемой ценности добываемой рудной массы как в случае базового, так и другого варианта ширины очистного пространства необходимо иметь в виду, что содержание одной части полезных компонентов измеряется в процентах (цветные металлы, черные металлы и т.п.) , а другой — в граммах, килограммах (благородные, редкоземельные и т.п.).

Рис. 13.2. Схема к определению оптимальной выемочной мощности



В зависимости от соотношения ширины очистного пространства и мощности рудной жилы (рис. 13.2) содержание каждого полезного компонента в добываемой рудной массе при новом варианте будет равно

$$а = \frac{\left(cm_ж + bm_п\right)}{m_ж + m_п}\left(1 - Р\right) = \frac{\left(cm_ж + bm_п\right)}{m_о}\left(1 - Р\right),$$

где $m_ж$ и $m_п$ — мощность жилы и отбиваемой породы, м; $m_о$ — ширина очистного пространства, м; Р — разубоживание руды при отбойке и выпуске, доли ед.

Тогда извлекаемая ценность добываемой рудной массы будет равна

$$ц_д = 0{,}01\sum_{i=1}^{n} \frac{c_i m_ж + b_i m_п}{m_о}\left(1 - Р_i\right)ε_{оi}ц_i +$$

$$+ \sum_{t=1}^{n_б} \frac{c_{бi} m_ж + b_{бi} m_п}{m_о}\left(1 - Р_{бi}\right)ε_{обi}ц_{бi},$$

где c_i и b_i — содержание цветных металлов в жильной массе и во вмещающих породах, %; $c_{бi}$ и $b_{бi}$ — содержание благородных металлов в жильной массе и во вмещающих породах, г/т; $Р_i$ и $Р_{бi}$ — разубоживание руды от дополнительного прихвата пород при отбойке и выпуске по i-му цветному и i-му благородному металлу, доли ед.; n и $n_б$ — число цветных и благородных металлов, содержащихся в руде; $ε_{оi}$ и $ε_{обi}$ — извлечение цветных и благородных металлов, доли ед.; $ц_i$ и $ц_{бi}$ — отпускные цены цветных и благородных металлов в концентратах, руб/т.

В ряде случаев следует учесть, что при росте ширины выемочной мощности могут быть несколько увеличены запасы руды, что при расчетах следует учесть коэффициентом (более единицы) увеличения мощности жилы $К_ж$ по сравнению с ее мощностью при базовом варианте ширины очистного пространства. Увеличение запасов жилы может быть обеспечено также за счет замены рудной подготовки на полевую. Например, на руднике «Холтосон» Джи-

динского ВМК коэффициент увеличения запасов жил при переходе на полевую подготовку составил 1,1—1,15.

Затраты на добычу и переработку рудной массы определяются по формуле (руб/т)

$$c_д = \frac{(1-Р)m_ж К_ж}{(1-П)m_о}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5,$$

где A_1, A_2, A_3 — затраты на разведку запасов, амортизацию и подготовительно-нарезные работы, приходящиеся на 1 т руды балансовых запасов (жильной массы), руб/т; A_4 и A_5 — затраты на отбойку и последующие процессы добычи и затраты на переработку 1 т рудной массы, руб/т.

Если данный вариант ширины очистного пространства больше базового и переход на него позволяет увеличить производственную мощность по рудной массе в $(1 + q)$ раз, по сравнению с базовой, то затраты на добычу и переработку уменьшаются и будут равны (руб/т)

$$c'_д = c_д - \varphi c_д\left[1-\frac{A_6}{A_6(1+q)}\right] = c_д - \varphi c_д \frac{q}{1+q},$$

где φ — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи и переработки, другие обозначения прежние.

Для базового варианта формулы будут иметь следующий вид (руб/т)

$$Ц_{дб} = 0{,}01\sum_{i=1}^{n}\frac{c_i m_ж + b_i m_п}{m_о}(1-Р_{бi})\varepsilon_{обi}Ц_i +$$

$$+\sum_{i=1}^{n_б}\frac{c_{бi}m_ж + b_{бi}m_п}{m_ж + m_{бп}}(1-Р_{ббi})\varepsilon_{обi}Ц_{бi},$$

$$С_{дб} = \frac{(1-Р_б)m_ж}{(1-П_б)m_о}(A_1+A_2+A_3)+A_4+A_5.$$

Обозначения в этих формулах те же, что и в предыдущих, только соответственно для базового варианта ширины очистного пространства.

При изменении ширины выемочного пространства будет значительно изменяться и эффективность капиталовложений, так как изменяется и производственная мощность предприятия по конечному продукту. Особенно важно это в условиях рыночной экономики, когда капиталовложения в строительство горного предприятия могут быть получены под большие проценты. Следует обратить особое внимание на важность учета эффективности капиталовложений именно на жильных месторождениях, где в силу специфических условий (небольших запасов руды и малой производственной мощности предприятия по добыче и переработке) очень велики удельные капитальные вложения и доля условно-постоянных затрат.

В силу этого вторая составляющая правой части формул (1) и (2) на стр. 677—678 довольно значительна по величине. Поэтому наиболее эффективные направления совершенствования технологии разработки жильных месторождений — увеличение добычи и уменьшение выемочной мощности. Последнее особенно важно для повышения качества добываемой рудной массы. Если сравниваемые варианты будут отличаться по производительности труда, то необходимо учесть и этот фактор. В некоторых случаях может оказаться целесообразным осуществлять одним забоем валовую выемку двух или нескольких сближенных жил одновременно. В этих случаях особенно важно учесть, что представляется возможность увеличить интенсивность подготовки и очистной выемки камер или блоков, а следовательно, увеличить добычу рудной массы.

ГЛАВА 14

РАЗРАБОТКА ГОРНО-МЕХАНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

14.1. ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ПРОГРЕССИВНЫХ СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Проект рудника должен предусматривать применение прогрессивного, безопасного и производительного бурового, погрузочно-доставочного и другого горного оборудования, машин и механизмов, средств автоматизации.

Машины и оборудование необходимо выбирать для механизации всех производственных процессов и операций: бурения, заряжания, взрывания, выпуска, погрузки, доставки, транспортирования, разгрузки руды и пород от забоя вплоть до места погрузки в железнодорожные вагоны, а также вспомогательных операций. Кроме того, следует выбрать стационарные установки для водоотлива, подъема, проветривания забоев и рудника в целом, крепления выработок, закладочных работ, доставки материалов и оборудования, очистки выработок, монтажа-демонтажа и других вспомогательных процессов и операций.

Вопросы механизации производственных процессов неразрывно связаны со схемами вскрытия и подготовки месторождений, с конструкцией системы разработки и поэтому должны решаться одновременно с составлением горного и горно-механического разделов проекта. Необходимо увязывать механизацию всех смежных производственных процессов (бурение и заряжание, взрывание и погрузка, отбойка и выпуск, погрузка и доставка и т.д.). Наилучшее использование машин и оборудования и наибольший эффект от их применения могут быть обеспечены лишь в случае, когда на все смежные процессы будет подобран комплекс машин, соответствующих друг другу по производительности, размерам, конструктивным особенностям, и когда для них выделено достаточное число забоев. Комплекс самоходного оборудования должен обеспечивать механизацию всей технологической цепочки добычи руды в полном соответствии с горно-геологическими условиями и параметрами технологии горных работ.

Основными направлениями механизации горных работ (проходческих и очистных) на подземных рудниках являются:

1) переход от применения отдельных самоходных машин к более широкому использованию (наряду со скреперной доставкой и электровозной откаткой) комплексов самоходного безрельсового (на пневмошинном ходу) оборудования для бурения, заряжания, погрузки, доставки и транспортирования руды и породы, крепления выработок (буровые, зарядочные, погрузочные и погрузочно-доставочные машины, бункерные и ковшовые погрузочно-транспортные машины, самоходные вагоны, автосамосвалы, самоходные полки, машины для выполнения вспомогательных и ремонтных работ);

2) применение различных буровых кареток и агрегатов как на рельсовом ходу, так и на безрельсовом (преимущественно пневмоколесном) и самоходных буровых станков;

3) использование на выпуске и погрузке руды вибролюков, вибропитателей, виброкомплексов, вибролент и, в меньшей мере пока, конвейеров;

4) конструирование машин для выполнения одновременно или последовательно двух и более операций (бурение + погрузка, погрузка + доставка, погрузка + доставка + разгрузка), а также комплексов самоходных машин для выполнения всей совокупности производственных процессов;

5) создание комплексов самоходных машин для выполнения процессов всей технологической цепочки с дистанционным управлением, а также комбайнов;

6) развитие механического и комбинированных способов разрушения горных пород, в том числе крепких, и создание комбайнов для проходки выработок и очистных работ.

7) постепенный переход от применения отдельных самоходных машин к их типовым комплексам (наборам) с комбинированием функций самоходных машин;

8) внедрение дистанционного, программного и автоматического управления работой буровых станков, бульдозеров, самоходных машин, виброкомплексов и другого оборудования с выводом людей из опасных для жизни и здоровья мест;

9) постепенное развитие методов механического и взрывомеханического разрушения пород (применение комбайновых комплексов);

10) создание комплексов машин, обеспечивающих поточность технологии в сочетании с цикличной работой самоходного оборудования.

В настоящее время самоходные машины оборудованы пневматическими дизельными, а также электрическими (аккумуляторными) приводами. В будущем все шире будет применяться электрогидравлический привод.

При выборе комплексов оборудования необходимо прежде всего руководствоваться требованиями ГОСТов по санитарно-гигиеническим и эргономическим условиям труда, ПТЭ, ЕПБ, Инструкцией по безопасному применению оборудования и т.д. Сменная производительность машин и их комплексов может быть определена расчетом на основе, например, «Единых норм выработки на подземных горных работах для рудников цветной металлургии» с учетом коэффициента использования оборудования во времени, который для прерывной недели с двумя выходными и шестичасовой сменой при работе в две смены равен 0,35, при работе в три смены — 0,52. При одном выходном дне соответственно 0,42 и 0,63. На основе сменной производительности и числа рабочих дней в году (305 дней) определяется годовая производительность машин. Зная производственную мощность рудника, объемы подготовительных и нарезных работ и число забоев, можно определить число машин. При этом коэффициент резерва принимается равным 1,3—1,35 на капитальные и текущие ремонты и плановый резерв.

Технико-экономическая оценка машин и комплексов самоходного оборудования должна осуществляться не раздельно, а с учетом технологии горных работ, так как в зависимости от технологии могут быть разными показатели использования оборудования, качества добываемого полезного ископаемого, его потерь в недрах, производительности оборудования и труда, интенсивности работ и др. Поэтому в качестве критерия оценки должны быть приняты показатели прибыли от добычи полезного ископаемого с учетом разницы в затратах труда, возможного изменения производственной мощности рудника, качества добываемого полезного ископаемого и эффективности использования производственных фондов.

14.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ МЕХАНИЗАЦИИ ПРОХОДЧЕСКИХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Выбор средств механизации проходческих и очистных работ должен осуществляться с учетом горно-геологических условий месторождений, принимаемых систем разработки, способов проведения горных выработок (буровзрывные, комбайновые и др.), типа выработок (горизонтальные, вертикальные, наклонные, камерные), их размеров (сечения, протяженности) и формы, вида крепления, достигнутых скоростей проходки выработок и интенсивности очистных работ, требований безопасности.

Наиболее прогрессивными средствами механизации для проходки горизонтальных и наклонных выработок являются комплексы: на бурение шпуров — бурильные машины на пневмошинном ходу с 2—3 перфораторами; на погрузке и доставке породы — ковшовые погрузочно-доставочные машины (типа ПД-3, ПД-5, ПД-8) и бункерные погрузочно-транспортные машины (типа ПТ-4), погрузочные машины (типа ПНБ-2 и ПНБ-3К), автосамосвалы МОАЗ-7405, а также самоходные вагоны. На бурении шпуров лучше всего себя зарекомендовали машины типа УБШ-322Д, УБШ-532Д с пневматическими и УБШ-315 с гидравлическими перфораторами.

Традиционно механизация проходческих (подготовительно-нарезных) работ осуществляется с применением для бурения перфораторов современных конструкций с различными поддержками и колонками (в будущем они будут с гидроприводами), переносных бурильных установок и буровых кареток, а на погрузке-доставке — самоходных буропогрузочных машин, которые, в частности, создаются на базе погрузочных машин ПНБ-2к и ПНБ-3к, а также машин с навесным буровым оборудованием — 2ПНБ-2П и 2ПНБ-2Э (последняя для вращательного бурения).

Для бурения шпуров на проходческих работах пригодны также каретки 2БКП-2 и 2БКП-3 с двумя бурильными машинами, на очистных работах применяют каретки 2Бк-2Д, ЗБК-3Д6 ЗБК-4Д и ЗБК-5Д на пневмоколесном ходу, оснащенные двумя-тремя бурильными машинами (конструкция Гипромашобогащения).

Для погрузки и уборки пород используют машины ПНБ-3к, ПНБ-3к, ПНБ-4, 1 ПНБ-2, 2ПНБ-2, ковшевой универсальный погрузчик ПКУ (завод «Коммунист»), ППН-1, ППН-2, ППН-3 на

рельсовом ходу, ГШН-2Г на одногусеничном ходу (конструкции ВНИПИрудмаш), в основном, для выработок большого сечения. Доставка осуществляется в вагонах ВПК-7, 4ВС-10, 5ВС-15 и автосамосвалами.

НПО «Криворожрудмаш» создан комбайн типа КГК-3750 для шарошечного бурения горизонтальных и наклонных (до 15°) горных выработок диаметром 3,75 м по породам крепостью до 12 по шкале Протодъяконова.

Для проходки восстающих выработок применяют проходческие полки КПВ, КПК, КПН, КПК-1А, для проходки рудоспусков — КПРС-1 (конструкции НИПИгормаш) и их модификации — КПВ-2, КПН-1м, КПВ-Б, КПВ-4, КРН-4. ВНИПИрудмаш созданы установки для бурения восстающих — комбайны 2КВ и 1КВ-1, которые проходят до 250 м/мес. выработок диаметром 1,5—2 м при крепости пород по Протодъяконову до 14.

Ясиноватским заводом серийно выпускаются комбайны конструкции «Криворожрудмаш» 2КВА для бурения восстающих диаметром 1,8 м с опережающей скважиной и 1КВ-1 для бурения снизу вверх по породам крепостью до 14 по Протодъяконову.

Эти машины на рудниках черной и цветной металлургии, горной химии обеспечивают скорость бурения восстающих от 1,5 до 5 м/смену в зависимости от длины выработок и крепости пород. Создан комбайн 2КВ-3000 для бурения восстающих диаметром 2,4—3,5 м.

Для крепления выработок предусматриваются современные прогрессивные виды крепи и соответствующая механизация их возведения (железобетонные, сталеполимерные и металлические штанги, набрызг-бетон, комбинации штанг, металлических сеток и набрызг-бетона, механизированная бетонная и металлическая арочная крепи и т.п.). Для механизации производства набрызг-бетонной и бетонной крепи используют пневмонагнетатели раствора, различные торкрет-пушки, торкрет-насосы и комплексы машин, а также машины типа МНБ и НБК. Для механизации установки штанговой крепи могут быть применены МБШК-1, а также самоходные машины различного типа. Для крепления кровли в камерах на рудниках ДГМК используют каретку СП-8А, а для осмотра и оборки кровли — самоходные полки СП-18А. Поскольку на вспомогательных горных работах занято около 50 % подземных рабочих, необходимо механизировать их труд. Для механизации уборки рельсовых путей НПО «Криворожрудмаш» создана маши-

на типа МВ-3, а на железорудных шахтах «Сибруда» — машина СПМ-1. На железорудных шахтах Урала и ПО «Сибруда» внедрен уборочный комбайн КУВ-1 для очистки горных выработок. Эти работы ранее выполнялись вручную, что составляло 3—4 % всех затрат труда по шахте. Всего на вспомогательных работах на рудниках ПО «Сибруда» занято 52—55 % подземных рабочих.

Для комплексной механизации вспомогательных работ там же был создан монтажный агрегат АМШ-2, с помощью которого осуществляются настилка-съем путей, перегрузка оборудования, другие погрузочно-разгрузочные работы, монтаж-демонтаж и др. Применение АМШ на шахтах ПО «Сибруда» повысило производительность труда на вспомогательных работах в 2,5—4 раза.

Для ремонтно-монтажных работ применяют путеремонтный поезд ПГИ-2, а также машины типа ПКУ КМГ-10. По сравнению с ручным трудом механизация ремонтно-монтажных работ позволяет повысить производительность труда от 3,5 до 12 раз. Для механизации вспомогательных работ при технологии с самоходным оборудованием создан комплекс машин на базе самоходного шасси ВОМ01, выполняющий доставку материалов и оборудования (1ВОМА), перевозку людей (1ВЛГ и 2ВЛГ), доставку и заправку горюче-смазочных веществ 1ДЗ, прокладку кабелей и укладку труб (УМВ) и др. Разработан комплекс модельного типа, представляющий собой автотягач с быстросъемным рабочим оборудованием.

Для механизации очистных работ наиболее перспективны комплексы современного самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования на пневмоколесном шасси.

При отбойке руды в очистных забоях наметились два направления:

1) отбойка шпурами с применением самоходных буровых кареток;

2) отбойка глубокими скважинами различного диаметра, которые бурят передвижными и самоходными станками с применением шарошек и пневмоударников.

Отбойка шпурами, пробуриваемыми с помощью самоходных буровых кареток, широко применяется при камерно-столбовых системах разработки (самоходным оборудованием на рудниках НПО «Джезказганцветмет», ПО «Севуралбокситруда» и комбината «Ачполиметалл»), а также при слоевых системах, в том числе с закладкой выработанного пространства (рудники Норильского ГМК и др.).

Традиционная мелкошпуровая отбойка с ручным и колонковым бурением еще применяется при системах разработки с магазинированием руды, слоевого обрушения, горизонтальных слоев с закладкой, однако объем добычи этим способом постоянно снижается. Горизонтальные шпуры в данном случае бурят колонковыми перфораторами или ручными с пневмоподдержками. В настоящее время разработаны новые колонковые перфораторы типа ПК. Восходящие шпуры бурят телескопными или колонковыми перфораторами с кареток.

Отбойка скважинами малого диаметра (51—80 мм) применяется при камерных системах с доставкой силой взрыва, подэтажного обрушения с самоходным оборудованием и системе подэтажных штреков. Бурят также скважины самоходными станками с 1—2 перфораторами.

Применяются самоходные станки БУ-80СА с пневматическим и 2БУ-80С с гидравлическим перфораторами конструкции СКБ СТО, а также модели зарубежных фирм: ЖХЛ и Ринг Дрилл фирмы «Ингерсолл Рэнд», Фэн Дрилл фирмы «Гарднер Денвер» (США), Соло и ДУО-605 АР фирмы «Тамрок» (Финляндия).

При системе этажного принудительного обрушения и обычных вариантах бурят скважины диаметром 100 мм и более станками типа НКР-100М и его модификациями — НКР-100МА, НКР-100МПА, НКР-100МВА (для скважин диаметром 150 мм), а также ЛПС-3у (для скважин диаметром от 50 до 150 мм) с погружными перфораторами (пневмоударники П-105, П-85В, П-105В, П-125В, П-160В и М-248 и коронки К-100В и КНШ-85, КНШ-105). НПО «Уралгормаш» создан станок пневмоударного бурения БП-160 для скважин диаметром 100—160 мм. На некоторых рудниках ПО «Апатит», Тырныаузского вольфрам-молибденового комбината, Зыряновского СК, ПО «Сибруда» (КАЗ, Таштагол) была испытана отбойка скважинами увеличенного диаметра (145, 214, 242 мм). ВНИПИрудмаш сконструировал станок БШ-200С для бурения скважин диаметром 243—250 мм глубиной до 80 м. Выпускаются станки 2БУ-50с для бурения скважин диаметром 65—85 мм. В перспективный ряд буровых станков входят также БУ-50НБ, БУ-80СБ, 2БУ-80С, 2БУ-100С.

На зарядке шпуров и скважин будет расширена область применения зарядных установок различного типа: ЗП-2, ЗП-5, ЗП-2,5 (порционные), УЗС-1500, УЗС-6000, ЗДУ-50, УЗДМ-1, Вахш-5М

для зарядки скважин. Для зарядки шпуров применяют зарядчики Курама (ЗЭП-В, ЗЭП-Г — пневматические). На основе шасси машины ВОМ.01 будут созданы самоходные зарядные установки ЗМКД-1, ЗМКД-1К и ЗМКД-2 грузоподъемностью 2—3 т, типа УльбаСГА на шасси «Фадрома» и др.

Основными погрузочными машинами при проходке выработок являются: ППН-1с, ППН-2г, ППН-3, ПНБ-2к, ПНБ-3К. В последующие годы они будут заменены на более производительные и мобильные. На проходке подэтажных выработок ручные перфораторы и скреперная доставка также будет вытесняться буровыми каретками СБКН-2П и СБУ-2М и погрузо-доставочными машинами типа ПДВ-2, 1ПДН-2, МПДН-1, самоходными вагонами ВПК-10, ВПК-7, ВС-5Пидр. Вместо ППН-1 будет использоваться ППН-1с, ППН-2Г — машина ППН-2Г1, ПНБ-3Д — машина ПНБ-3Д2, ПНБ-4 — ПНБ-4Д, ВС-5П — ВС-5П1. Начат выпуск ковшевых машин ПТ с вместимостью 11—3 м³. С 1982 г. выпускают ПТ-6 на 7,5 т.

На выпуске руды из блоков в ближайший период еще сохранится скреперное оборудование с лебедками (10, 17, 30, 50 кВт), но будет расти объем применения лебедок мощностью до 50,75, 100 кВт (лебедки типа 55ЛС, 100ЛС и т.д.) со скреперами типа СГР, СЧГШ, СГМ, СГЯ (М — многосекционные, Р — разборные, С — секционные, Г — гребковые, Ш — шарнирные) с вместимостью от 0,1м³ до 4 м³ (0,1; 0,16; 0,25; 0,4; 0,6; 1,0; 1,6; 2,5; 4,0 м³) с дистанционным управлением. Будут применяться также самоходные скреперные лебедки. Сейчас еще около 50% руды выпускают с помощью скреперов. Одновременно будет увеличиваться объем выпуска руды с помощью различных вибропитателей типа ВДПУ-4ТМ (конструкции ИГД СО АН СССР; ВВДР-5, конструкции НИИКМА). С помощью ВВДР-5 и пневмопушек на шахте им. Губкина достигнута самая высокая в отрасли производительность на выпуске — 716 т/смену, а в целом по шахте — 24 т/смену.

Пока еще используют ВПР-4А, ВПН-2, ВП-3 (последние два для торцевого выпуска применяются в комплексе с виброконвейерами ВР-80, ВУР-80М1), ПВРА и вибролюки ЛВО-2, ЛВР-2а (конструкции Гипроникеля), ПВУ, АШЛ (ВНИПИрудмаша), качающиеся питатели ВИТРО, РПУ, различные виброленты массой от 0,14 до 0,87 т типов ВЛЖ-1М, ВЛР-2, ВЛР-3, ВЛ-2М, УВР-2 и виброленты-конвейеры ВЛК-2, вибропогрузчики ВЛП-2, виброкомплексы для выпуска и доставки руды типа «Полиметалл-1», КВВ и др. Но большой перспективы эти виброкомплексы не имеют.

Успешно применялись при выпуске руды на рудниках Рудного Алтая, на шахтах ПО «Сибруда» и других в комплексе с вибропитателями и со скреперной доставкой специальные пневмоимпульсные устройства для выбрасывания руды из ниш и ликвидации зависания руды в дучках, созданные на Зыряновском свинцовом комбинате. В ряде случаев они позволяют на 30 % увеличить производительность на выпуске и доставке.

В настоящее время значительно увеличилось количество отечественных погрузочно-доставочных и погрузочно-транспортных машин. Уже сейчас применяются погрузочно-доставочные машины типа МПДН-2, ДК-2,8Д (ПД-8), комплексы погрузочных машин ПНБ-4, ПНБ-3Д с самоходными вагонами типа ВПК-7, ВПК-10, ВС-5П, 4ВС-10, 3ВС-15,4ВС-15, а также с дизельными самосвалами типа МОАЗ-6401. Планируется выпуск самоходного оборудования и для месторождений средней мощности (2—3 м).

В 1990 г. примерно 50 % руды транспортировалось самоходными машинами (без калийных руд и марганца — около 65 %).

При камерно-столбовых системах разработки на мощных залежах типа Джезказгана и Миргалимсая и этажного обрушения в Тырныаузе (рудник Молибден) для погрузки руды применяются различные погрузочные машины типа ПНБ-3к, ПНБ-4, ПНБ-5 в комплексе с самоходными вагонами вместимостью 10 и 20 т и небольшие экскаваторы ЭП-1 Костромского завода в комплексе с дизельными самосвалами, в том числе МОАЗ-6401 и др.

В дальнейшем при небольшом расстоянии доставки все больше будут применяться погрузо-доставочные машины типа ПД с вместимостью ковша от 1 м³ (ПД-2) до 6 м³ (ПД-12). Основные машины — это ПД-3, ПД-5, ПД-8 и ПД-12. Наиболее мощные из них будут использоваться на очистных работах. При значительном расстоянии доставки будут вводиться в эксплуатацию погрузочно-транспортные машины ПДН-3Д с вместимостью кузова 6 м³ и ковша 1,5 м³, а также целый типоряд машин типа ПТ с вместимостью от 1 (ПТ-2) до 10 м³ (ПТ-20) или на 20 т. Машины типов ПД и ПТ создает НИПИГормаш.

Для зачистки руды на почве камер применяются бульдозеры БПД-2Д, БПД-1, БПДУ-2, ВПП-2, а для заряжания шпуров и оборки кровли в камерах — самоходные установки (полки) ПЭМП-2, СП-8А завода «Востокмаш».

Эффективность выдачи руды из блоков и откатки ее во многих случаях зависит от конструкции выпускных выработок и люков. Поэтому при проектировании необходимо принимать такие схемы выпуска и конструкции люков, которые обеспечивают безопасную и быструю погрузку. Управление погрузкой должно быть по возможности дистанционным или автоматическим. В этом отношении вибровыпуск имеет определенные преимущества. Люковые затворы должны быть надежными в работе, не допускать просыпания мелочи и загрязнения выработок.

При комплектовании и выборе комплексов самоходного оборудования для проведения горных выработок можно руководствоваться рекомендациями НТП Гипроцветмета [54] согласно табл. 14.1.

При одновременной работе 3—4 комплексов предусматривается иметь один резервный. Для лучшего использования машин на каждую из них необходимо иметь 2—3 забоя. Крепление выработок набрызг-бетоном, штанговой и комбинированной крепью предполагает наличие комплекса машин, состоящего из буровой установки и самоходного полка или универсального агрегата для бурения шпуров, комплекса механизированного приготовления и

Таблица 14.1

Площадь сечения выработок, м²	Погрузка и транспортирование горной массы		Бурение шпуров бурильными установками
	Расстояние транспортирования, м	Тип оборудования	
До 10	До 150	ПТМ с ковшом до 2,5 м³	С двумя перфораторами
	Более 150	ПТМ с ковшом 1,5 м³ и автосамосвал грузоподъемностью до 10 т	
	До 250	ПТМ с ковшом до 4 м³	
10—16	Более 250	ПТМ с ковшом 1,5—2,0 м³ или ПНБ и автосамосвал грузоподъемностью 10—15 т	С двумя перфораторами
Более 16	До 300	ПТМ с ковшом 4—5 м³	С тремя перфораторами
	Более 300	ПТМ с ковшом 2,5 м³ и автосамосвал грузоподъемностью 15—20 т	

подачи в шпур песчано-бетонного раствора и установки штанги в выработках высотой от 4,5 до 8 м (типа АКБ-8) или такого же агрегата для установки сталеполимерных штанг (типа АКП-8).

Для очистных работ в зависимости от мощности рудных залежей, площади сечения выработок, необходимой производительности и расстояния доставки при камерно-столбовой системе разработки НТП Гипроцветмета рекомендуются следующие комплексы (табл. 14.2).

Таблица 14.2

Комплексы и характеристика их применения (очистные работы)

Условия применения	Бурение шпуров — бурильные установки		Заряжание шпуров — зарядно-доставочные машины		Погрузка и доставка руды — тип машины		Оборка и крепление выработок — установки для оборки и крепления	
	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.
Комплекс 1								
Мощность рудного тела не более 4 м Площадь сечения выработок более 6 м² Расстояние доставки не более 100 м Производительность 50—100 тыс. т/год	С двумя перфораторами	1–2	С бункером вместимостью 1000 кг ВВ и рабочей высотой до 4 м	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 1—1,5 м³ или ПТ с бункером вместимостью 1,5м³	2	С рабочей высотой до 4 м	1
Комплекс 2								
Мощность рудного тела не более 4 м Площадь сечения выработки более 8 м² Расстояние доставки не более 150 м Производительность 100—150 тыс. т/год	То же	2	То же	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 2—2,5 м³	2	То же	1
Комплекс 3								
Мощность рудного тела 4—6 м Площадь сечения выработок более 10 м² Расстояние доставки не более 250 м	То же	2	С бункером вместимостью 1000 кг ВВ и рабочей высотой до 6 м	0,5	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 4 м³	2	С рабочей высотой до 6 м	1

Окончание табл. 14.2

Условия применения	Бурение шпуров — буровые установки		Заряжание шпуров — зарядно-доставочные машины		Погрузка и доставка руды — тип машины		Оборка и крепление выработок — установки для оборки и крепления	
	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.
Производительность 150—200 тыс. т/год								
Комплекс 5								
Мощность рудного тела 8 — 18 м Площадь сечения выработок более 16 м² Расстояние доставки не более 2000м Производительность 250 — 400 тыс. т/год	С двумя перфораторами	2	С бункером вместимостью 2000 кг ВВ и рабочей высотой до 18 м	0,5	Автосамосвал грузоподъемностью 15 т Погрузчик с ковшом вместимостью 3 — 4 м³ и автосамосвал грузоподъемностью 20 т и более	1	С рабочей высотой до 18 м	1

Примечание. Число установок для осмотра, оборки и крепления выработок в комплексе следует принимать по расчету, но не менее одной установки.

При системе этажного принудительного обрушения высота подэтажа принимается от 12 до 40 м. На выпуске и доставке при длине доставки до 150 м рекомендуется применять ПД машины с ковшом до 3 м³, при длине доставки до 300 м — с ковшом 4—6 м³, при длине доставки 500—1000 м — ковшовые погрузчики в сочетании в автосамосвалами или вибропитатели в сочетании с автосамосвалами.

В табл. 14.3 приведены параметры днищ блоков для различных погрузочно-транспортных машин типа ПД согласно НТП Гипроцветмета. Эти параметры подлежат уточнению в проекте в зависимости от конкретных условий (величины потерь и разубоживания руды, горного давления и т.п.).

При системах разработки подэтажных штреков и этажно-камерной НТП также рекомендуют определенные комплексы (табл. 14.4).

При системах с магазинированием руды самоходное оборудование рекомендуется применять в основном только на выпуске и погрузке (табл. 14.5).

Таблица 14.3

Показатели	Грузоподъемность ковшовой ПТМ, т			
	2	3	4	5
Размеры машины, мм:				
ширина	1400	1700	1900	2500
длина	5000	7000	7500	9000
Минимальная площадь сечения погрузочных заездов в свету, м²	6—7	7—8	8—9	10—12
Расстояние между осями, м:				
погрузочных заездов	6,5—8	7—9	8—12	10—13
доставочных ортов	9—11	12—13	12—13	14—15
Площадь блока в расчете на один погрузочный заезд, м²	60—90	90—120	120—150	150—180

Таблица 14.4

Комплексы и характеристика их применения (системы разработки подэтажных штреков и этажно-камерная)

Условия применения	Бурение скважин диаметром 51—85 мм — буровой станок		Заряжание скважин — зарядно-доставочные машины		Выпуск и доставка руды — тип машины	
	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.
Комплекс 1						
Площадь сечения выработок 6м² Расстояние доставки до 70 м Производительность 50—100 тыс. т/год	С одним перфоратором	1	С бункером вместимостью не более 1000 кг ВВ	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 1—1,5 м³	2
Комплекс 2						
Площадь сечения выработок более 6 м² Расстояние доставки не более 1000 м Производительность 100—150 тыс. т/год	То же	1—2	То же	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 1,5—2 м³	2
Комплекс 3						
Площадь сечения выработок не менее 8,5 м² Расстояние доставки не более 200 м Производительность 200—250 тыс. т/год	С одним—двумя перфораторами	1—2	С бункером вместимостью 1000—2000 кг ВВ	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 2,5—4 м³	2

Окончание табл. 14.4

Условия применения	Бурение скважин диаметром 51—85 мм — буровой станок		Заряжание скважин — зарядно-доставочные машины		Выпуск и доставка руды — тип машины	
	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.	Основной параметр	Число, шт.
Комплекс 4						
Площадь сечения выработок не менее 12м² Расстояние доставки не более 400 м Производительность 250—400 тыс. т/год	С двумя перфораторами	2	То же	0,25	ПТМ типа ПД с ковшом вместимостью 4—6 м³	2
Комплекс 5						
Площадь сечения выработок не более 16 м² Расстояние доставки более 400 м Производительность 250—400 тыс. т/год	С двумя перфораторами для скважин диаметром 51—85 мм С погруженным пневмоударником для скважин диаметром 100—150 мм	2	С бункером вместимостью 1000—2000 кг ВВ	0,5	Вибропитатель Автосамосвал грузоподъемностью 15—35 т	1 1—2

Примечание. При расстоянии доставки более 400 м ковшовые ПТМ следует применять в комплексе с автосамосвалами.

Таблица 14.5

Комплексы и характеристика их применения (системы с магазинированием руды)

Вид работ	Тип оборудования	Площадь сечения транспортных выработок, м²	Производительность комплекса (тыс. т/год) при расстоянии доставки, м		
			50	100	150
Комплекс 1					
Бурение шпуров Погрузка и доставка	Перфораторы типа ПТ и ПР Погрузочно-транспортные машины типа ПД с ковшом вместимостью 1 м³ или ПТ с бункером вместимостью 1,5 м³	6	30—35	—	—

Окончание табл. 14.5

Вид работ	Тип оборудования комплекса	Площадь сечения транспортных выработок, м²	Производительность комплекса (тыс. т/год) при расстоянии доставки, м		
			50	100	150
Комплекс II					
Бурение шпуров Погрузка и доставка	Перфораторы типа ПТ и ПР Погрузочно-транспортные машины типа ПД с ковшом вместимостью 1,5 м³ или ПТ с бункером вместимостью 2,5 м³	8	60—70	45—50	—
Комплекс III					
Бурение скважин диаметром 51—80 мм Погрузка и доставка	Буровые станки типа КБУ на полке КВП или КНП Погрузочно-транспортные машины типа ПД с ковшом вместимостью 2,5 м³ или ПТ с бункером вместимостью 2,5 м³	10	120—130	80—100	60

При системах горизонтальных слоев с закладкой снизу вверх в зависимости от грузоподъемности машин должна быть обеспечена прочность закладочного массива. При грузоподъемности машин ПДМ, равной 3 т, нормативная прочность слоя 0,5 м должна быть не менее 0,7 МПа, при 8 т — не менее 1 и при 12 т — не менее 1,5 МПа.

Разработаны комплексы и при нисходящей слоевой выемке с закладкой (табл. 14.6). Аналогично выбираются комплексы и для других систем разработки.

14.3. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ РУДНИЧНОГО ТРАНСПОРТА, ПОДЪЕМА, ВЕНТИЛЯЦИИ, ВОДООТЛИВА, КОМПРЕССОРНОГО ХОЗЯЙСТВА, ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ

Рудничный транспорт, в частности, транспорт с помощью самоходных машин проектируется в соответствии с «Инструкцией по безопасному применению самоходного оборудования в подземных рудниках», а также Нормами технологического проектирования рудников цветной и черной металлургии с подземными способами разработки и «Общесоюзными нормами технологического проектирования подземного транспорта в горно-добывающих предприятиях» (ОНТП1-79).

Таблица 14.6

Комплексы и характеристика их применения (нисходящая слоевая выемка с закладкой)

Показатели	Горизонтальные слои с закладкой и выемкой слоев		Системы с камерной выемкой и закладкой	
	снизу вверх (восходящий порядок выемки слоев)	сверху вниз (нисходящий порядок выемки слоев)	этажно-камерная	камерно-целиковая
1	2	3	4	5
Размеры панели (блока), м:				
ширина	100—120	100—120	40—50	120—160
длина	200—250	200—250	40—120	200—400
Размеры камеры, слоя (заходки), м:				
ширина	От 3—4 до 8—10	Не более 8	10—20	8—20
высота	5—7	5—7	40—80	До 18
Схема подготовки	1. Рудная подготовка штреками (ортами), вентиляционно-ходовыми и закладочными восстающими рудоспусками (ПТЭ) по руде, слоевыми и разрезными штреками	1. Полевая подготовка квершлагами, соединительными штреками на откаточном и вентиляционно-закладочном горизонтах, рудоспусками, спиральными уклонами (до 12° по ПТЭ) по руде, слоевыми и разрезными штреками	1. При мощности рудного тела более 20 м и расположении камер по простиранию — подготовка полевыми и рудными штреками, блоковыми вентиляционно-ходовыми восстающими, восстающими или уклоном (до 12°) для доставки оборудования на горизонт бурения	1. Полевыми штреками по лежачему и висячему бокам на уровне откатки (бурения), соединительными ортами-заездами в камеры первой, второй и т.д. очередей
	2. Полевая подготовка штреками (ортами), вентиляционно-ходовыми восстающими, восстающими для доставки на слой самоходного оборудования, рудоспуска-	2. Полевая подготовка квершлагами, штреками на откаточном и вентиляционно-закладочном горизонтах, рудоспусками, уклонами (до 12° по ПТЭ) по почве руд-	2. При мощности рудного тела более 20 м и расположении камер вкрест простирания — подготовка полевым и вентиляционным штрекам по лежачему и висячему бокам, соедините-	

	ми и закладочными восстающими	ного тела, перпендикулярно фронту работ, слоевыми и разрезными штреками	льными ортами на границах камер (через одну), блоковыми вентиляционно-ходовыми восстающими или уклоном (до 12°) для доставки оборудования на горизонт бурения	
	3. Полевая подготовка штреками (ортами), вентиляционными закладочными и ходовыми восстающими, рудоспусками и полевым уклоном (до 12° по ПТЭ) для самоходного оборудования	3. Полевая подготовка квершлагами, штреками на откаточном и вентиляционно-закладочном горизонтах, полевым доставочным диагональным уклоном (до 12°), вентиляционными восстающими и рудоспусками на границах панели, слоевыми и разрезными штреками		
		4. Полевая подготовка штреками (ортами), вентиляционно-закладочными и ходовыми восстающими, рудоспусками, восстающими для доставки оборудования на слои, слоевыми и разрезными штреками		
		5. Рудная подготовка штреками (ортами), вентиляционно-ходовыми и закладочными восстающими, рудоспусками		

Окончание табл. 14.6

Показатели	Горизонтальные слои с закладкой и выемкой слоев		Системы с камерной выемкой и закладкой	
	снизу вверх (восходящий порядок выемки слоев)	сверху вниз (нисходящий порядок выемки слоев)	этажно-камерная	камерно-целиковая
1	2	3	4	5
			1. С двухсторонними погрузочными заездами в шахматном порядке 2. С односторонними погрузочными заездами	1. С двухсторонними погрузочными заездами в шахматном порядке 2. С односторонними погрузочными заездами 3. С заездом по оси камер
Способ погрузки и доставки руды в блоке	С почвы очистной выработки ПТМ или погрузчиком, доставка в очистное пространство до рудоспусков		Донный выпуск руды из погрузочных заездов	1. Донный выпуск руды из погрузочных заездов 2. С почвы камеры ПТМ по типу торцевого выпуска
Способ отбойки руды	Горизонтальными и восходящими шпурами (скважинами)	Горизонтальными шпурами (скважинами)	Восходящими и нисходящими скважинами	Восходящими скважинами
Диаметр шпуров (скважин), мм	41—55	41—55	50,60,65,85,105 и более	51, 60, 65, 80
Глубина бурения шпуров (скважин), м	До 4,5	До 4,5	25 — 50	До 25
Выход руды с 1 м шпура (скважины), м³	0,55—1,1	0,55—1,1	3,0 — 5,5	3,0 — 5,5
Расход ВВ, кг/м³: удельный в том числе на вторичное дробление	2,1 —	2,1 —	1,2 — 1,6 0,24 — 0,32	1,2 — 1,6 0,24 — 0,32

Примечание. Большая глубина скважин применяется при больших диаметрах.

Подъем. Самоходные машины способны преодолевать подъемы до 10—16°, а автосамосвалы — до 20°. Грузоподъемность машин и автосамосвалов колеблется от 20 до 60 т, а скорость движения достигает 40 км/ч. Для автотягача с прицепом МОАЗ 6401—9585 требуемые размеры выработки должны быть не менее 4 х 3 м² и угол наклона не более 10°.

При сравнительной оценке способов и видов рудничного транспорта необходимо иметь в виду, что в зависимости от вида транспорта может в значительной степени изменяться сечение и объем вскрывающих выработок и выработок околоствольного двора. Например, при транспортировании руды самоходными машинами строительство околоствольного двора упрощается, уменьшается и его объем. Кроме того, имеют место значительные различия в затратах труда водителей. В частности, в случае применения самоходных машин эти затраты могут быть выше, чем при использовании рельсового транспорта или конвейерного. Поэтому в качестве критерия оценки транспорта должны быть приняты прибыль или суммарные эксплуатационные и капитальные затраты с учетом различия в объеме горных выработок, в затратах труда и возможностей увеличения производственной мощности рудника.

Такие же принципы должны быть положены в основу расчетов при сравнении способов подъема руды и пород, электроснабжения и др.

Проектирование рудничного рельсового транспорта (выбор типа электровоза, типа и скорости движения вагонов и необходимого их числа) осуществляется одновременно с выбором схемы околоствольного двора и способа вскрытия месторождения. Парк вагонов и электровозов устанавливается с учетом всего объема грузоперевозок: добытой рудной массы, породы от проходки капитальных, разведочных и подготовительных выработок, крепежных и закладочных материалов, оборудования и т.д. По рудничному транспорту следует предусматривать коэффициент резерва 1,25, учитывающий неравномерность работы (добычи) в течение смены.

Основной вид рудничного транспорта — электровозная откатка. Применение самоходного транспорта обосновывается проектом. НТП рекомендуется при вскрытии неглубоких месторождений применять автотранспортные уклоны, что позволит сократить

объем горно-капитальных и горно-подготовительных выработок и ускорить ввод в эксплуатацию месторождения. Длина доставки в данном случае должна быть не более 400 м.

Рудничные подъемные установки выбираются в соответствии с Нормами технологического проектирования шахтных подъемных установок (ОНТП5-86) в расчете на максимальную производственную мощность рудника при конечной глубине ствола. Величину резерва подъема обосновывают в зависимости от горно-геологических и экономических условий, но она должна быть не менее 10 %.

При производственной мощности шахты до 100—500 тыс. т в год и глубине 1000 м можно применять клетьевой подъем, при большей — скиповой для руды и клетьевой для людей, материалов и оборудования. Вспомогательный подъем может быть одноклетьевой с противовесом. В последние годы в связи с полной механизацией загрузки и выгрузки клетей клетьевые подъемы стали применять и при большей мощности рудников — до 600 тыс. т/год и даже более 1 млн т/год. При использовании самоходного оборудования до глубины порядка 500 м подъем руды может осуществляться как в скипах по наклонным стволам, так и самосвалами по наклонным или спиральным автотранспортным стволам и уклонам. По этим же стволам автобусами производят спуск-подъем людей, доставку материалов и оборудования.

При производственной мощности шахт 10 млн т/год и более наклонные стволы оборудуются конвейерным подъемом. Такие подъемы применялись на шахте Артем-2, на руднике Умбозеро Ловозерского ГОКа, в ПО «Апатит» и др. При проектировании подъема вводят поправочные коэффициенты неравномерности: 1,25 — для скипового и 1,4 — для клетьевого. За рубежом этот коэффициент достигает 2 и более. При глубине свыше 100 м применяется многоканатный подъем со шкивами трения. При таком подъеме, например, на шахтах Джезказгана № 55, 57 и 65 работают скипы грузоподъемностью 25 т, в Кривбассе — до 50 т.

В зарубежной практике применяются многоканатные подъемы со скипами с донной разгрузкой и неопрокидными клетями (часто многоэтажными). Грузоподъемность сосудов подъемных установок достигает 50 т, проектируют установки со скипами грузоподъемностью до 100 т. Привод в основном применяют постоянного тока по системе генератор-двигатель (Г-Д).

Вентиляция. Проектирование вентиляции должно предусматривать, прежде всего, создание вентиляционной струи за счет общешахтной депрессии через все последовательно соединенные выработки. Задачи по выбору схем и способов проветривания обычно решаются одновременно с выбором схем и способов вскрытия и подготовки, а также систем разработки и основного оборудования. Особенно важно такое комплексное решение задач в случае применения на руднике самоходного оборудования с двигателями внутреннего сгорания (ДВС), которые требуют разбавления выделяемых отработанных газов до санитарных норм. При одновременной разработке двух этажей проветривание каждого этажа должно осуществляться обособленной струей. Для этого предусматривается проходка специальных вентиляционных выработок (восстающих) и установка средств, регулирующих движение воздушных струй по этажам. Как правило, принимается фланговая схема проветривания.

Для разбавления выделяемых самоходными машинами с ДВС выхлопных газов до санитарных норм мощность вентиляционных установок должна быть не менее 5 м³/мин на 0,74 кВт (1 л.с.) номинальной мощности двигателя машины. Если работают две машины, то следует принимать коэффициент их одновременной работы равным 0,9, при трех и более машинах — 0,85.

Потребное количество воздуха определяют по расходу ВВ за смену, по количеству газов или по пылевому фактору. Последний фактор особенно важен для силикозоопасных рудников. Санитарные нормы допустимого содержания пыли в рудничной атмосфере следующие: если в породах (в пыли) содержание свободного диоксида кремния (SiO_2) равно 10—70 %, то не более 2 мг/м³, если содержание (SiO_2) более 70 % — 1 мг/м³. Для шахт, не опасных по силикозу, допустимое содержание пыли 10 мг/м³ воздуха. После определения необходимого количества воздуха выбирается схема вентиляции, подсчитывается общешахтная депрессия и выбираются вентиляторы. Предусматриваются регулирующие устройства и пылеподавляющие мероприятия. В соответствии с «Инструкцией по комплексному обеспыливанию атмосферы подземных рудников цветной металлургии» выбираются калориферные установки. При подсчете количества воздуха должны учитываться его потери с коэффициентом 1,2 при системах с закладкой и обрушением и 1,3 — при системах с открытым очистным пространством.

Общешахтная депрессия (максимальная депрессия крыла) определяется как сумма депрессии последовательно соединенных выработок, каждая из которых рассчитана от устья воздухоподающего ствола до входа в канал вентилятора главного проветривания. Согласно НТП Гипроцветмета, депрессия определяется по формуле

$$h = 9{,}81\lambda\frac{PZ}{S^3}Q^2 \text{ Па},$$

где λ — коэффициент аэродинамического сопротивления; P, Z, S – соответственно периметр (м), длина (м) и площадь сечения выработки (м²); Q — количество воздуха, проходящего по выработке, м³/с.

При наличии дополнительных сопротивлений (закруглений, сужений, труб, люковых устройств, вентиляционных окон и др.) следует учитывать это в размере 25—30 %. Предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных газов не должны превышать в рудничной атмосфере следующих параметров, % (объем.):

оксиды азота (NO_x)	0,00026	сероводород	0,00071
оксид углерода	0,0017	акролеин	0,000009
сернистый ангидрит	0,00038	формальдегид	0,00004

При разработке проекта охлаждения воздуха в рудниках в тепловых расчетах сети горных выработок следует учитывать теплоотдачу оборудования и твердеющей закладки.

Водоотлив. В соответствии с принятой схемой вскрытия, величиной притока воды и глубиной разработки выбираются тип и количество насосов, средства и аппаратура автоматического управления, определяется объем водосборников, способы и средства их очистки. Водоотливные установки обычно проектируются на срок не более 15—20 лет, так как оборудование за этот срок морально устаревает, а величина притока воды изменяется.

Компрессорное хозяйство. Проектирование воздушно-силового хозяйства осуществляется на основе Норм технологического проектирования компрессорных станций и воздухопроводных сетей, Правил устройств и безопасной эксплуатации стационарных

компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов и Правил технической эксплуатации (ПТЭ). Потребность в сжатом воздухе устанавливается по расходу всего одновременно работающего пневматического оборудования: погрузочных машин, перфораторов, лебедок, затворов, бурозаправочных станков с резервом 10—20 % на потери в сети. По количеству воздуха выбираются компрессоры. Если требуется производительность более 200 м³/мин, то рекомендуется применение турбокомпрессоров, при меньшей производительности используют поршневые. Сейчас шире эксплуатируются винтовые компрессоры. Необходимо рассчитывать охлаждение компрессоров, предусмотреть контрольную аппаратуру и автоматический контроль при дистанционном управлении. В этом же разделе устанавливается потребное количество буровой стали, коронок, заправочных и заточных станков, проектируется снабжение буровых работ водой.

Электроснабжение. В задачу проектирования электроснабжения входит выбор оборудования (силового, осветительного) и составление спецификаций, проектирование внутреннего (приемная, поверхностная и подземная подстанции, распределительные линии и т.п.) и внешнего (внешняя линия передачи и центральная подстанция) электроснабжения, выбор аппаратуры, кабелей и электроматериалов, предусматривается слаботочное хозяйство (телефонная, диспетчерская и другие виды связи и сигнализации).

14.4. АВТОМАТИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Широкому применению автоматизации производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений в настоящее время препятствует специфика существующей горной технологии:

1) наличие большого числа производственных процессов (бурение, заряжание, взрывание, проветривание, выпуск и вторичное дробление, крепление, погрузка, доставка, транспортировка, разгрузка, подъем, крупное дробление и т.д.), которые по характеру разнородны, отличаются по продолжительности и трудоемкости и требуют разных приемов механизации и автоматизации;

2) значительная разбросанность работ, перемещение мест работы и необходимость автоматизации объектов по всему руднику, в связи с чем эти работы очень дороги;

3) очень много вспомогательных работ (доставка материалов и оборудования, ремонт, дробление негабаритов, зачистка, перекрепка и т.д.), на которые расходуется до 50 % всех трудовых затрат;

4) сложность рудничных условий (запыленность атмосферы, обводненность, агрессивность вод, необходимость ведения взрывных работ и др.), из-за чего часто применяемые механизмы выходят из строя.

Эти особенности технологии подземной разработки рудных месторождений пока не позволяют полностью автоматизировать весь комплекс горных работ, все производственные процессы и операции, во всяком случае при существующей технологии. Возможность для более или менее полной автоматизации возникает лишь при существенном уменьшении числа процессов, создании поточной технологии, максимальной концентрации работ и комплексной механизации не только основных, но и вспомогательных процессов.

В горно-рудной промышленности пока автоматизируются лишь отдельные производственные процессы. В настоящее время в проектах необходимо предусматривать автоматизацию работы скиповых подъемных установок и комплекса загрузки скипов, комплекса по обмену вагонеток в околоствольных дворах и надшахтных зданиях, а также вентиляторных и калориферных установок, компрессорных станций (чтобы обеспечивалось постоянное давление воздуха и нужный его объем). Пуск, остановка и реверсирование всех механизмов на этих объектах могут выполняться с помощью средств автоматизации. Хотя пока еще не на всех предприятиях осуществлена автоматизация этих производственных процессов, но возможности для этого имеются.

Автоматизация бурения. Разработаны и испытаны системы автоматического регулирования скорости вращения бурильной колонны при бурении скважин пневмоударными станками НКР-100М (институт ВНИПИГормаш) и шарошечными станками БШ-145 (институт ВНИИцветмет). Эти системы обеспечивают оптимальные условия работы долот благодаря тому, что в зависимости от физико-механических свойств буримых пород, а

также давления в воздухопроводной сети изменяется режим бурения (число оборотов бурового инструмента, давление на забой, скорость подачи инструмента).

В настоящее время подъемы автоматизированы на целом ряде шахт Джезказгана, Урала, Кривого Рога. На шахтах Скиповая Лениногорского полиметаллического комбината (ЛПК), Джезказгана № 55, 57, 65, на Дегтярском руднике, шахте Северопесчанской и других скиповые подъемы работают без машинистов.

Довольно широко автоматизированы водоотлив и вентиляции. Только в Кривом Роге автоматизировано несколько десятков водоотливных и калориферных установок. Наряду с автоматизацией в практике имеют место и другие тенденции. Так, на нескольких шахтах Швеции отказались от сложного оборудования автоматизации водоотлива с помощью мощных насосов, которые откачивают весь суточный приток, предпочитая не загрязнять окружающую рудник природу.

Уже сейчас частично может быть автоматизирована работа рудничного транспорта. Например, системами СЦБ (с диспетчерским управлением) уже сейчас оборудовано около 70 % основных горизонтов железорудных шахт. На Абаканском руднике внедрена система автоматического управления рудничным транспортом и АРД-1 (конструкция ВостНИГРИ). На Таштагольском руднике впервые применена автоматическая откатка без машиниста электровоза (предложено ИГД СО АН СССР). На руднике «Парадис» (Франция) внедрена система СЕККАМ для автоматического управления транспортом с диспетчерского пункта. На некоторых шахтах Швеции и ФРГ для управления электровозной откаткой применяются электронно-вычислительные машины.

Частично автоматизируется электроснабжение. Высоковольтные фидеры оборудованы различными видами защит (максимальной токовой и др.).

Предусматривается дистанционное управление при очистных работах с пультов на некотором расстоянии от машины, например, виброустановками, вибролюками, электровозами в местах погрузки и разгрузки, скреперными лебедками. Есть опыт создания дистанционного управления самоходным оборудованием.

Предусмотренно также дистанционное управление подземными дробильными установками, переводами стрелок (с движущихся электровозов), вентиляционными дверями, орошающими устройствами, тяговыми подстанциями и др. Необходимо предусмотреть различные виды сигнализации, диспетчерской связи, телемеханизации и т.д. Степень автоматизации, диспетчеризации и телемеханизации во многом зависит от масштабов и сложности хозяйства. Чем крупнее предприятие, чем проще технология и концентрированнее ведутся работы, тем возможнее и целесообразнее автоматизация горных работ.

ГЛАВА 15

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН РУДНИКА. СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ ПРОЕКТА. ТРЕБОВАНИЯ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ

15.1. ПРИНЦИПЫ ОПТИМИЗАЦИИ ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА. ВНЕШНИЙ ТРАНСПОРТ

Генеральный план поверхности рудника — одна из важнейших частей проекта. В нем осуществляется комплекс решений на основе обязательной увязки с другими разделами проекта. Это прежде всего:

1) выбор промышленной площадки;
2) расположение зданий и сооружений, складского хозяйства, транспортных путей на ее территории;
3) расположение основных и вспомогательных вскрывающих выработок;
4) трассировка внешнего транспорта, линий электропередач, водопроводных, канализационных и воздуховодных сетей;
5) расположение породных отвалов, отвалов бедных и забалансовых руд, хвостохранилищ обогатительной фабрики или металлургического завода;
6) расположение санитарных зон и рабочего поселка.

Генеральный план рудника разрабатывается на основе общегосударственных регламентирующих материалов: СНИП II-89-80 «Генеральные планы промышленных предприятий»; СНИП 245-71 «Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий»; «Единые правила безопасности при взрывных работах» и др.

В соответствии с общими требованиями на чертежах генерального плана должны быть нанесены границы земельного и горного отводов и предполагаемая граница зоны оседания или обрушения поверхности под влиянием горных работ (последние обязательно огораживаются), а также границы оставленных рудных целиков. От компоновки поверхностных комплексов во многом зависят ритмичность и эффективность работы рудника.

В связи с тем, что на поверхностных работах бывает занято до 25—30 % всех рабочих рудника, правильная компоновка плана поверхности имеет большое значение для общего повышения производительности труда по руднику. От компоновки поверхностных зданий, сооружений, различных коммуникаций, отвалов, хвосто-

хранилищ, рудных складов в значительной мере зависит площадь земной поверхности, занимаемая рудником или измененная под воздействием горных работ, а следовательно, и величина ущерба окружающей среде. Поэтому промплощадку для расположения объектов рудника необходимо выбирать на основе технико-экономического сравнения с учетом необходимости обеспечения безопасных условий работы на поверхности, предотвращения вредного влияния подземных горных работ, обеспечения наиболее полного использования запасов недр и минимальных затрат на транспортировку горной массы от забоев до главных и вспомогательных подъемов, а также на земной поверхности до погрузочных пунктов. Не менее важное требование — минимум нарушаемых и занимаемых рудником земель и других природных ресурсов.

Компоновка генерального плана должна осуществляться с учетом рельефа местности, инженерно-геологических и гидрологических условий района строительства рудника, направления господствующих ветров. Все опасные в пожарном отношении объекты (склады горючесмазочных материалов (ГСМ), топлива, леса и др.) должны располагаться с подветренной стороны на удалении от надшахтных зданий, воздухоподающих стволов, вентиляторов и калориферов не менее 100 м.

При компоновке генерального плана большое значение имеет централизация и объединение различных цехов складских хозяйств, концентрация объектов с целью уменьшения занимаемой площади и сокращения транспортных потоков. Поэтому обычно генеральный план рассматривается одновременно с транспортной схемой. Для этого необходимо применять блокировку зданий, например, объединять в один блок здания подъемной машины, электроподстанции, компрессорных, ремонтно-механических мастерских, гаража, ремонтно-строительного цеха и др. Административно-бытовой комбинат (АБК) следует располагать ближе к шахтному стволу и соединять со стволом подземным ходком. Важный принцип компоновки генплана — обеспечение безопасности труда и безопасности рудника в целом. Для обеспечения безопасности труда при передвижении людей и грузов осуществляют разделение людских и грузовых потоков, в частности, железнодорожных линий. Их делают либо без пересечения, либо с пересечением на разных уровнях с помощью эстакад, переходных мостов, тоннелей и галерей.

Для обеспечения безопасности рудника здания, сооружения и другие объекты располагаются с соблюдением противопожарных, санитарных, сейсмически безопасных и других нормативов. Промплощадка выбирается также с учетом необходимых требований техники безопасности. Собственно проектирование генплана и начинается с группировки отдельных цехов и сооружений по принципу единства производственных процессов в блоке и соответствующего этой блокировке зонирования территории промплощадки. В пределах земельного отвода обычно выделяются три-четыре зоны: предзаводская, подсобная и складская. Иногда производственную зону объединяют с предрудничной и подсобной. В предзаводскую (предрудничную) зону у въезда на промплощадку входят здания и сооружения общего назначения (административно-бытовые комбинаты, столовые, стоянки транспорта, депо и т.д.). В производственной зоне располагаются объекты основного технологического назначения (копры и здания подъемных машин, приемные бункеры, эстакады, иногда в этой зоне 2—3 блока). Подсобную зону составляют ТЭЦ, котельные, вентиляторные, компрессорные, калориферные, ремонтно-механические мастерские и др. Зона складского и транспортного хозяйства — это рудные и материальные склады, склады ВВ, подъездные пути, погрузочно-разгрузочные пункты и т.п.

Блокировку зданий на промплощадке можно осуществлять следующим образом (рис. 15.1). Если подъем оборудован многоканатной машиной, то в один блок надшахтных зданий можно объединить башенный копер, административно-бытовой комбинат, компрессорные станции, вентиляторно-калориферные установки, электроподстанцию. Если подъем одноканатный, то в один блок могут войти надшахтное здание, административно-бытовой комбинат, машинное отделение и копер, электростанцию, компрессорная и вентиляторно-калориферная установки.

В отдельный блок могут быть объединены вспомогательные рудничные сооружения ремонтного, складского, транспортного назначения и другие сооружения. Большой интерес представляет компоновка поверхности на шведском руднике Кируна, где для восьми основных и четырех вспомогательных стволов сооружено одно надшахтное железобетонное здание длиной 115, шириной 30 и высотой 55 м. В этом здании на высоте 52 м смонтировано 12 многоканатных подъемных установок. Здесь же устроен портал нак-

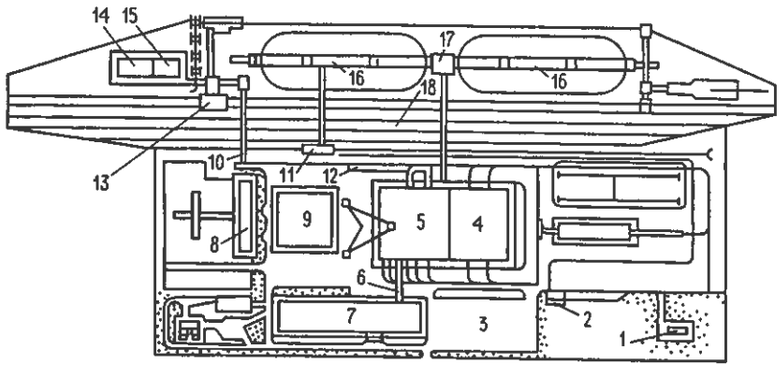


Рис. 15.1. Схема поверхности рудника с блоками:
1 — градирня; 2 — склад противопожарных материалов; 3 — автостоянка; 4 — блок производственно-вспомогательных помещений; 5 — надшахтное здание; 6 — переход из надшахтного здания в АБК; 7 — АБК; 8 — электроподстанция; 9 — здание подъемных машин; 10 — переход под железнодорожными путями; 11 — бункер для руды; 12 — запасной выход из шахты; 13 — железнодорожные весы; 14 — проборазделочная; 15 — транспортное управление; 16 — галереи резервного склада; 17 — сортировка; 18 — галерея

лонного ствола, пройденного под углом 6°, длиной 2,5 км для самоходного оборудования. Через этот блок проходит до 20 млн т железной руды в год восьми сортов. В Джезказгане на шахте № 63 имеются три блока надшахтных зданий, на шахте Анненской два блока — скиповой высотой 100 м и клетевой — 50 м.

Компоновку генплана следует осуществлять с учетом вскрытия месторождения и необходимости обеспечения поточности технологических процессов, а также минимальных затрат на транспортировку руды и пород. Выбор промплощадки и схемы расположения основных объектов должен осуществляться методом вариантов с учетом вопросов тепло- и электроснабжения, условий освоения площадки, вертикальной планировки. Размеры промплощадки должны быть минимальными, а конфигурация — наиболее простой.

Отвалы пород и хвостохранилища следует располагать вне промплощадки, предпочтительнее на не пригодных для сельского хозяйства участках земли, отдаленных от поселка, и с учетом направления господствующих ветров. Необходимо обязательно предусматривать съем почвы и комплексное использование пород, хвостов и т.д. Некоторые породы используют для строительных целей. Обязательно предусматриваются асфальтирование дорог и озеленение промплощадки для уменьшения пылеобразования, а также охрана предприятия и мероприятия по гражданской обороне.

Таблица 15.1

Производительность рудника по сырой руде, млн т/год	Использование территории, %				
	Всего	Застройка зданиями и сооружениями	Автодороги и мощеные площадки у цехов	Железнодорожные пути в границах земляного полотна	Озеленение
До 1	72—80	27—30	34—40	8—10	—
1—5	76—83	30—33	38—40	8—10	10—15
5	83—90	33—36	40—42	10—12	—

Транспорт для внешних и внутриплощадочных перевозок тоже выбирается методом вариантов на основе технико-экономического сравнения наиболее перспективных транспортных средств и оборудования в полной увязке с генпланом. Генплан должен обеспечивать возможность реконструкции и расширения предприятия, что является законом практически для всех горнорудных предприятий, так как приходится постоянно переходить от разработки богатых частей месторождения к более бедным. Это требует расширения обогатительных фабрик, реконструкции подъема и т.д.

Генеральный план характеризуется показателями коэффициента застройки площадей, занятых предприятием, автодорогами, железнодорожными путями, озеленением и др. Эти показатели в зависимости от мощности предприятия, по рекомендации Гипроруды, должны приниматься в следующих пределах (табл. 15.1).

При выборе места промплощадки очень важно предусмотреть меры безопасности предприятия, в частности, безопасное расположение промплощадки. Территории для размещения промышленных площадок должны иметь уклон рельефа от 0,003 до 0,05 для обеспечения нормального стока талых и ливневых вод. При уклонах более 0,03 планировка осуществляется террасами.

Ситуационный план размещения предприятия дается в масштабе 1 : 5 000, 1 : 10 000 или 1 : 25 000 с нанесением внешних коммуникаций (железных дорог, автодорог, инженерных сетей и др.) и указанием селитебной территории. На схему генерального плана должны быть нанесены все существующие проектируемые, реконструируемые и подлежащие сносу здания и сооружения технологического, подсобно-производственного и административного назначения, различного рода склады (рудный, материально-технический, лесной, угольный, склады ВВ, горючесмазочных материа-

лов), объекты благоустройства и озеленения промплощадки. На схеме генплана должны быть видны принципиальные решении по внутриплощадным, а также инженерным, транспортным комплексам, трассам основных электрических сетей. При этом на генплане выделяются объекты, коммуникации и сети, входящие в первую очередь, и пусковые комплексы и указываются планировочные отметки для определения объемов земляных работ. Дается также план внутриплощадочных работ с указанием типов покрытия в масштабе 1 : 1 000, 1 : 2 000, 1 : 5 000.

Масштаб генплана зависит от размеров промплощадки. Если жилой поселок, обогатительная фабрика, ЦММ и другие объекты находятся на значительном расстоянии от промплощадки, то для всех этих объектов делаются свои планы и дополнительно в мелком масштабе составляется общий план, на который наносятся все промплощадки со схематическим указанием на нем объектов поверхности. На плане должны быть указана роза ветров и дана таблица условных обозначений. К генеральному плану прилагается краткая пояснительная записка с обоснованием принятых решений, подсчетом земляных и других работ.

Совместно с генпланом рассматривается внешний транспорт. Прежде всего дается характеристика существующей транспортной связи района строительства предприятия. Приводятся сведения о грузообороте предприятия, организации транспортного хозяйства и осуществляется выбор вида и средств транспорта. План внешнеплощадочных железнодорожных путей и автодорог, продольные их профили даются в масштабе 1:5 000 и 1:10 000.

При выборе места для поселка необходимо учитывать характер местности, направление ветров, свойства почвы и заболоченность, наличие растительности, близость водных источников и т.п. Располагаться поселок должен на допустимом по санитарным нормам расстоянии от промплощадки, которая должна отделяться от населенного пункта санитарной зеленой зоной. Ширина этой зоны около железорудных шахт составляет 100 м, около обогатительных фабрик — 300 м, угольных шахт — 500 м. Промплощадка и поселок должны располагаться вне зоны влияния горных работ, в частности, взрывных. Проектируя генеральный план, необходимо иметь в виду необходимость расширения и реконструкции предприятия за счет вовлечения в эксплуатацию дополнительных

запасов. С этой целью должна быть предусмотрена возможность использования свободных участков промплощадки. При этом важно учесть возможность развития минеральной базы за счет перспективных и забалансовых запасов руды и их комплексное и рациональное использование в будущем.

15.2. РУДНЫЕ СКЛАДЫ

Цель рудных складов (рис. 15.2), располагаемых в пределах генплана рудника и обогатительной фабрики, — накопление, хранение и усреднение руды по качеству. Они оборудуются либо стационарными (грейферы, порталы, скреперные установки), либо передвижными (погрузчики, экскаваторы, конвейеры) погрузочными устройствами. Склады, которые используются не только для создания запаса руд, но и для их усреднения или разделения по качеству с целью улучшения показателей обогащения, называются усреднительными. Вместимость усреднительных складов колеблется в пределах 10—20-дневной добычи. Без складов усреднение обычно осуществляют на руднике в процессе добычи, выдавая из разных блоков соответствующее количество руды. Как правило, это приводит к деконцентрации работ и увеличению затрат на добычу руды.

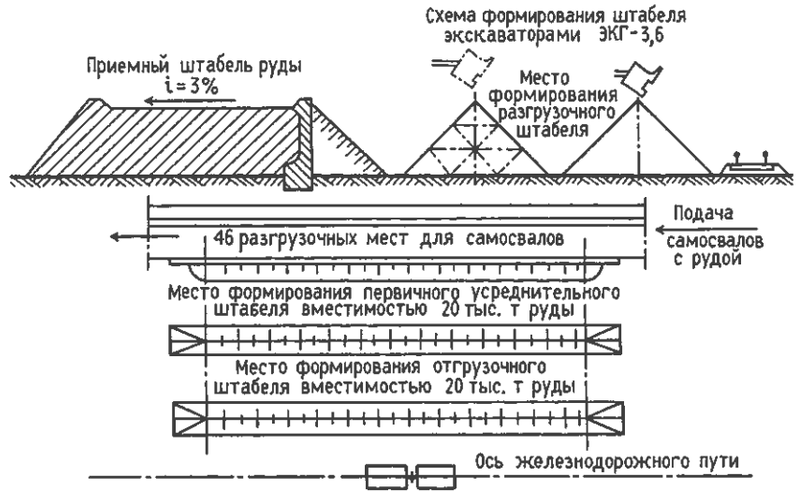


Рис. 15.2. Усреднительный склад

15.3. СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ ПРОЕКТА. ПРОЕКТ ОРГАНИЗАЦИИ СТРОИТЕЛЬСТВА

В строительной части проекта рассматриваются архитектурно-строительные решения, вопросы отопления, вентиляции, кондиционирования воздуха, электро- и водоснабжения, канализации.

Строительству подлежат обычно следующие основные объекты:

- ♦ главные и вспомогательные стволы шахт и штольни с подземными выработками;
- ♦ надшахтные комплексы при главных и вспомогательных стволах (надшахтные и машинные здания, башенные или укосные копры, вентиляторно-калориферные установки, компрессорные станции, электроподстанции, административно-бытовые здания), здания ремонтного, складского, транспортного назначения, пожарное депо или посты, столовые и другие здания и сооружения вспомогательного назначения;
- ♦ рудоподготовительные, сортировочные и обогатительные фабрики или металлургические заводы;
- ♦ отвалы пустых пород от проходки выработок или сухих отходов дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик, хранилищ мокрых отходов обогатительных фабрик (хвостохранилищ), отвалы шлаков и огарков металлургических заводов;
- ♦ водозаборные, горно-спасательные станции и т. д.

В некоторых случаях в состав предприятия включаются стройбаза, ТЭЦ, поселок, подсобное хозяйство, продбаза и другие объекты, предусмотренные заданием на проектирование.

Строительство всех этих объектов осуществляется в соответствии с принятыми нормативными нагрузками и технологическими требованиями. При этом должны максимально использоваться типовые и повторно применяемые экономичные проекты основных зданий и сооружений, характеристика которых дается в строительной части. Здесь рассматриваются решения по бытовому и медицинскому обслуживанию работающих на производстве, по охране труда, ограничению шума и вибрации в производственных помещениях.

Проектом производства строительных работ устанавливаются рациональная организация и технология проходческих и строительно-монтажных работ. Организация строительства горного предприятия должна предусматривать возможные изменения технических решений, а также расширение предприятия, возможность поэтапного строительства и реконструкции предприятия. Строительство должно осуществляться при обеспечении минимума затрат времени, труда и капиталовложений, а также предусматривать создание условий для подготовки к освоению проектных мощностей горного предприятия в ходе строительства.

В состав рудника входят шахтные стволы, подземные выработки с технологическим оборудованием и транспортом, объекты вспомогательного и обслуживающего назначения, энергетического и транспортного хозяйства, коммуникации. Нормы продолжительности строительства рудника предусматривают проходку стволов глубиной 300 м с применением временного или постоянного копра со скоростью проходки 35 м ствола в месяц.

Нормы продолжительности строительства рудников черной и цветной металлургии при шахтном вскрытии месторождений без специальных способов проходки приведены в табл. 15.2.

При глубине ствола более или менее 300 м продолжительность строительства шахты соответственно увеличивается или уменьшается на каждые 100 м глубины на 3 мес. Для шахт со стволами, требующими специальных способов проходки, норма продолжительности строительства увеличивается на время, необходимое для производства этих работ. В соответствии с нормами принимается следующая протяженность горизонтальных выработок (проходимых в одном направлении), определяющая продолжительность строительства при шахтном вскрытии.

Длина горной выработки без крепи, м	*Полная проектная мощность рудника по сырой руде, млн т/год*
800	0,1
900	0,3
1000	0,6
1200	1
1400	1,5
1700	3

Таблица 15.2

Проектная мощность рудника по сырой руде, млн т/год	Вводимая в эксплуатацию годовая мощность первой очереди или всего рудника, млн т	Продолжительность, мес.			
		строительства шахтного ствола глубиной, м			в том числе подготовительного периода
		100	200	300	
0,1	0,05	22	26	30	2
0,1	0,1	26	30	34	2
0,3	0,15	25	28	32	2
0,3	0,3	30	33	37	2
0,6	0,3	27	31	34	2
0,6	0,6	33	37	40	2
1	0,5	—	37	41	3
1	1	—	45	49	3
1,5	0,75	—	42	46	3
1.5	1,5	—	53	57	3
3	1,2	—	44	48	3
3	3	—	58	62	3
5	1,5	—	51	55	4
5	5	—	79	83	4
10	3	—	62	66	5
10	10	—	101	105	5
12	3	—	63	67	5
12	12	—	107	111	5

Скорость проведения горизонтальных выработок без крепления принимается равной 100 м/мес. При проведении горизонтальных выработок с креплением продолжительность строительства рудника следует увеличить на 1 мес. на каждые 300 м закрепленных выработок.

Нормы продолжительности строительства рудников со штольневым способом вскрытия приведены в табл. 15.3.

Для рудников цветной металлургии мощностью до 1,5 млн т/год принимается коэффициент увеличения продолжительности строительства, равный 1,1, который позволяет учитывать сложность горно-технических условий.

В проекте организации строительства рудника приводятся материалы, характеризующие средства и методы строительных работ, сроки начала и окончания строительства, распределение по годам объемов строительных работ и капитальных затрат, календарный план строительства, организация строительных, горно-капитальных работ, работ по строительству дорог и коммуникаций, по подготовке строительной площадки и т.д. Проект организации строительства рудника должен обеспечить низкую себестоимость работ и высокую производительность труда на строительных работах на основе выбора и применения прогрессивных индустриальных и поточных методов строительно-монтажных и горно-проходческих работ, их комплексной механизации и автоматизации, использования местных строительных материалов, внедрения прогрессивных методов организации работ (бригадного подряда), снижения до минимума затрат на строительство временных объектов, максимального использования имеющейся строительной базы.

Таблица 15.3

Проектная мощность рудника, млн т/год	Вводимая в эксплуатацию годовая мощность первой очереди всего рудника, млн т	Длина главной штольни и выработок, проходимых из нее до рудоспуска, м	Длина штольни, вскрывающей рабочий горизонт, м	Продолжительность строительства, мес.	
				общая	в том числе подготовительного периода
0,1	0,05	1 100	1 600	22	2
0,1	0,1	1 100	1 600	26	2
0,3	0,15	1 100	1 600	23	2
0,3	0,3	1 100	1 600	28	2
0,6	0,3	1 100	1600	24	2
0,6	0,6	1 100	1 600	30	2
1	0,5	1 300	1 800	29	3
1	1	1 300	1 800	37	3
1,5	0,75	1 300	1 800	32	3
1,5	1,5	1 300	1 800	43	3
3	1,5	1 300	1 800	31	3
3	3	1 300	1 800	45	3

В проекте организации строительства определяются объемы различных видов строительно-монтажных и горно-проходческих работ, обосновываются наиболее рациональный порядок и сроки их выполнения, устанавливаются потребности строительства в энергетических ресурсах, материалах и оборудовании, трудовых ресурсах и источники их обеспечения. Составляются ситуационный план строительства, строительный генплан с внешним транспортом, календарный план строительства по годам. Рассматриваются варианты строительства временных сооружений, необходимых в период строительст-

ва постоянных сооружений и проходки горно-капитальных выработок (временные копры, различные склады, здания подъемных машин, ремонтные цехи и базы, породные отвалы, временные дороги и коммуникации).

В сводном генплане строительства обосновываются места расположения временных и постоянных сооружений. В сводном календарном плане строительства выделяются отдельно работы подготовительного периода (по подготовке площадки) и собственно работы по проходке устьев стволов, главных и вспомогательных стволов шахт, квершлагов, штреков и др. Предусматривается строительство объектов жилищно-гражданского назначения. Продолжительность различных видов горных работ определяется на основе СН 440—79, а также средних и максимальных показателей скорости проходки, достигнутых практикой строительства в аналогичных условиях.

Проект организации строительства (ПОС) рудника состоит из следующих частей:

1) разработка схемы и очередности строительства предприятия;

2) подготовительный период строительства;

3) технология сооружения стволов шахт;

4) технология строительства рудника во втором периоде (после проходки стволов);

5) технология строительства зданий и сооружений на поверхности;

6) технико-экономические показатели проекта организации строительства.

Графическая часть ПОС рудника содержит технологическую схему строительства предприятия, календарный план и график горно-проходческих работ, комплексный укрупненный график строительства, технологические схемы проходки и армирования стволов, проходки и крепления других горных выработок, схемы размещения оборудования, машин и механизмов и т.п.

Законченный в результате строительства или реконструкции рудник подготавливается к эксплуатации и предъявляется к приемке рабочим комиссиям, которые назначает заказчик. Эти комиссии проверяют соответствие выполненных строительных работ проекту, устанавливают недоделки и отступления от проекта, а также обеспечение здоровых и безопасных условий труда, возможность начала добычи руды, предусмотренной проектом и т.п.

После получения разрешения от органов санитарного и технического контроля, технической инспекции профсоюза и местного комитета профсоюза предприятия, вводящего рудник в действие, и подготовки рудника к добыче руды объект предъявляется к приемке государственной приемочной комиссией. В подготовку рудника, которую осуществляет заказчик, входит: обеспечение его материалами, энергией, оборудованием, другими ресурсами, укомплектованность кадрами, обеспечение вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами в соответствии с утвержденными министерством нормами и т.п. Начало ввода рудника в действие — дата подписания акта государственной приемочной комиссией.

15.4. ТРЕБОВАНИЯ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ. ВЫБОР И ОЦЕНКА СПОСОБОВ РЕКУЛЬТИВАЦИИ

В составе каждого проекта горно-рудного предприятия есть раздел, в котором освещаются вопросы охраны природы, рекультивации земель и использования плодородного слоя почвы.

Основными требованиями по охране недр и окружающей среды являются следующие:

а) обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр;

б) соблюдение установленного порядка предоставления недр в пользование (горные отводы) и недопущение самовольного пользования недрами;

в) полное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно залегающих полезных ископаемых;

г) недопущение вредного влияния работ, связанных с пользованием недрами, на сохранность запасов полезных ископаемых;

д) охрана месторождения от затопления, обводнения и других факторов, снижающих качество полезных ископаемых и промышленную ценность месторождения или осложняющих его разработку;

е) предупреждение необоснованной и самовольной застройки площадей залегания полезных ископаемых и соблюдение установленного порядка использования их для других целей;

ж) предотвращение вредного влияния работ, связанных с пользованием недрами, на сохранность эксплуатируемых и находящихся на консервации горных выработок и скважин, а также подземных сооружений;

з) предотвращение загрязнения недр при сбросе сточных вод, захоронении вредных веществ и отходов производства, а также при подземном хранении нефти, газа и иных вредных веществ и материалов;

и) обеспечение охраны атмосферного воздуха, земной поверхности, лесов, вод и других природных ресурсов, а также зданий и сооружений от вредного влияния работ, связанных с использованием недрами, приведение земельных участков в безопасное и пригодное для использования их в народном хозяйстве состояние в соответствии с земельным законодательством.

Горные предприятия-землепользователи обязаны за свой счет приводить занятые и нарушенные земли в состояние, пригодное для использования их по назначению (в сельском, лесном или рыбном хозяйстве и др.). Приведение земельных участков в пригодное состояние должно производиться в ходе работ, а при невозможности этого — после их завершения в сроки, устанавливаемые органами, предоставляющими земельные участки согласно утвержденным проектам.

Предприятия, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых, а также выполняющие другие работы, связанные с нарушением почвенного покрова, обязаны снимать, хранить и наносить плодородный слой почвы на рекультивируемые земли или малопродуктивные угодья. Предусматривается мера по восстановлению продуктивности земель вокруг предприятия. Предприятия, разрабатывающие месторождения полезных ископаемых и торфа, а также проводящие другие работы, отрицательно воздействующие на сельскохозяйственные, лесные и другие угодья за пределами предоставленных в их пользование земельных участков, обязаны предусматривать и осуществлять мероприятия по предотвращению и максимально возможному ограничению отрицательного воздействия.

Состав проектных материалов по восстановлению земельного участка определяется «Основными положениями по восстановлению земель, нарушенных при разработке месторождения полез-

ных ископаемых, проведении геологоразведочных, строительных и иных работ». Согласно этому положению, восстановлению подлежат сельскохозяйственные земли, лесные угодья и земли в черте населенных пунктов, используемые в период строительства рудника, нарушенные горными работами в период его эксплуатации, занятые отвалами пород и отходами рудоподготовительных и обогатительных фабрик, а также земли, отведенные под транспортные коммуникации, насыпи, дамбы, нагорные канавы и сооружения, которые после ликвидации рудника использовать не предусмотрено.

В проекте рассматриваются мероприятия по восстановлению (рекультивации) земельного участка и использованию плодородного слоя почвы. Выбираются способы снятия и хранения плодородного слоя почвы на восстанавливаемый участок земли или на близлежащие малопродуктивные угодья. Здесь также даются принимаемые проектные решения (способы) по восстановлению земельного участка и приведению его в состояние, пригодное для использования по назначению, по устройству инженерных сетей и коммуникаций, дренажа, планированию участка и т.д. Содержание рекультивационных работ и вид использования восстановленных земель устанавливается заказчиком в задании на проектирование рудника и уточняется в акте выбора промплощадки.

Во многих случаях от правильности выбора целей, ради которых наиболее целесообразно вести восстановление земель, зависят методы и виды рекультивации, наиболее эффективные для народного хозяйства. Оценка способов рекультивации земель и других природных ресурсов может быть дана на основе сравнения затрат на восстановление того или иного ресурса и эффекта или ущерба, получаемого от повышения или снижения его продуктивности, поскольку в точности восстановить продуктивность нарушенных ресурсов не всегда возможно. Вероятнее всего восстановленная продуктивность будет в той или иной мере больше или меньше (чаще меньше) по сравнению с той, которая была до нарушения. При этом должны учитываться не только затраты на рекультивацию природных ресурсов, но и эффекты, получаемые от повышения их продуктивности.

Эффективность того или иного способа рекультивации природных ресурсов, в частности, земель, занятых рудником и продуктивность которых нарушена под воздействием горных работ, может быть определена по сумме прибыли от рекультивации согласно формуле (руб.)

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{pi}}\Pi_{ргit}=\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{pi}}S_{it}(B_{pit}-B_{нit})ц_{it}-\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{вi}}К_{it},$$

где n — число восстанавливаемых природных ресурсов, нарушенных горными работами; t_{pi} — срок, в течение которого сохраняется продуктивность восстановленного i-го природного ресурса, лет; $t_{вi}$ — срок, в течение которого ведутся работы по восстановлению i-го природного ресурса, лет; S_{it} — количество (объем, площадь и т.п.) i-го восстановленного природного ресурса, используемого в t-м году, м^3, га, км^2 и т.д.; $B_{нit}$ — продуктивность i-го природного ресурса, нарушенного под воздействием горных работ (до рекультивации) в t-м году, т/га, м^3/га и т.д.; B_{pit} — продуктивность i-го восстановленного природного ресурса в t-м году, т/га, м^3/га и т.п.; $ц_{it}$ — средняя цена (ценность) продукции, получаемой при использовании единицы i-го ресурса в t-м году (например, средняя цена урожая сельскохозяйственных культур с 1 га), руб/га, руб/ м^3 и т.д.; $К_{it}$ — капитальные затраты на восстановление i-го природного ресурса в t-м году рекультивационных работ, руб/год.

Если рекультивационные работы выполняются за счет банковских кредитов, то капитальные затраты будут равны не $К_{it}$, а

$$К_{it}(1+E_к)^{t_{вi}},$$

где $E_к$ — процентная ставка за кредит, доли ед.

Если при каком-то варианте восстановительных работ время их выполнения будет больше или меньше по сравнению с базовым вариантом, то необходимо учитывать фактор времени. Например, если при каком-то варианте рекультивации срок восстановительных работ будет больше, то экономический эффект от применения этого варианта будет получен позже, чем по приведенной ранее формуле, согласно выражению (руб.)

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{pi}}\Pi_{ргit}=\frac{1}{(1+E)^{\Delta t_{вi}}}\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{pi}}S(B_{pit}-B_{нit})ц_{it}-$$

$$-\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{вi}}К_{it}(1+E_к)^{\Delta t_{вi}},$$

где $\Delta t_{вi}$ — увеличение срока восстановления i-го ресурса при данном варианте по сравнению со сроком восстановления при другом (сравниваемом) варианте, лет; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.

Затраты на рекультивацию (руб.) равны

$$\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{вi}}К_{it}=\sum_{i=1}^{n}\sum_{t=1}^{t_{вi}}(с_{грit}+с_{брit}).$$

Годовая прибыль от восстановления природных ресурсов (руб/год) определится по формуле

$$\sum_{1}^{n}Э_{впр}=\sum_{i=1}^{n}(B_{pi}-B_{нi})(ц_i-с_{вi})S_{вi}t_{вi}.$$

В этих формулах: $с_{грit}$ и $с_{брit}$ — затраты на горно-техническую и биологическую рекультивацию i-го ресурса в t-й год, руб/га, руб/м^3 и т.д.; $S_{вi}$ — количество того или иного i-го восстанавливаемого ресурса (га, м^3, т и т.д.); $t_{вi}$ — срок, в течение которого сохраняется восстановленная продуктивность i-го ресурса, лет; B_{pi} и $B_{нi}$ — продуктивность i-го ресурса до и после его восстановления (т/га, м^3/га и т.д.); $ц_i$ и $с_{вi}$ — отпускная цена и дополнительные затраты на производство i-го ресурса без затрат на рекультивацию, руб/ед.

Если сравниваемые способы рекультивации отличаются по сроку восстановления продуктивности земель или других природных ресурсов, то годовая прибыль составит

$$\sum_{i=1}^{n}Э_{впр}=\sum_{i=1}^{n}\frac{1}{(1+E)^{\Delta t}}(B_{pi}-B_{нi})(ц_i-с_{вi})S_{вi},$$

где Δt — увеличение срока восстановления плодородия по сравнению с базовым вариантом, лет.

Эффект от восстановления продуктивности окружающих рудник земель, ранее сниженный под воздействием горных работ — осушения, запыления и др. (руб.), равен

$$Э_{вв}=(B_{вв}-B_{нв})(ц-с_в)S_{вв},$$

где $B_{нв}$ и $B_{вв}$ — продуктивность окружающих рудник земель до и после восстановления, руб/га; $S_{вв}$ — площадь земель, восстановленных под воздействием рекультивации, га.

Годовой эффект от восстановления земли, занятой непосредственно рудником и его отвалами (продуктивность ее равна нулю), составит (руб.)

$$Э_з=B_{вз}(ц-с_з)S_{вз},$$

где $B_{вз}$— продуктивность восстановленных земель; $S_{вз}$ — площадь восстановленных земель, га.

Эффект от землевания малопродуктивных площадей можно найти по формуле (руб/год)

$$Э_з = (B_з - B_б)(ц - c_з) S_з,$$

где $S_з$ — площадь землевания, м²; $B_б$ и $B_з$ — продуктивность бедных земель до их землевания и после; ц и $c_з$ — отпускная цена и дополнительные затраты на производство единицы продукции на землеванных почвах, руб/м².

При выборе способов рекультивации земель с позиции интересов народного хозяйства учитывать влияние горных работ на окружающую природу совершенно необходимо, особенно в областях с богатыми плодородными землями.

Очень важно при выборе методов рекультивации земель иметь в виду не просто физическое восстановление того или иного слоя почвы (по объему или по толщине слоя), но и возможность искусственного восстановления или даже повышения продуктивности земель путем внесения различных добавок и удобрений. Так, в качестве добавки могут быть использованы отходы горного производства. Для повышения плодородия кислых почв могут быть использованы, например, мелочь ракушечника, являющаяся отходом при добыче пильного камня, дробленого известняка и т.д. В частности, годовую прибыль от известкования кислых почв отходами горного производства (руб/год) можно определить по формуле

$$Э_{изв} = (B_и - B_н)(ц - c_{изв}) S_и,$$

где $S_и$ — площадь известкования или внесения другого вида удобрения, м²; $B_н$ и $B_и$ — валовая продукция на землях площадью до и после известкования, т/га; ц и $c_{изв}$ — отпускная цена и дополнительные затраты на производство 1 т продукции на данном участке известкования, руб/т.

В связи с тем, что дополнительные затраты на производство продукции на рекультивируемых площадях сравнительно малы (например, только вывоз зерна с полей), то ими можно пренебречь.

Важные моменты — охрана и рекультивация сокращающихся водных запасов того или иного региона, что приводит к ухудшению режима рек и устойчивому дефициту воды.

Затраты на рекультивацию земель на действующих предприятиях обычно относятся на себестоимость продукции горнодобывающих предприятий, а на стадии разведки месторождений — на себестоимость геологоразведочных работ. При строительстве новых рудников или других объектов затраты на рекультивацию земель включаются в себестоимость этих объектов.

ГЛАВА 16

СОСТАВЛЕНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА РУДНИКА

16.1. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН РУДНИКА И ПРИНЦИПЫ ЕГО ОПТИМИЗАЦИИ

Календарный план рудника — это заранее намеченный порядок и последовательность выполнения всей совокупности работ с отметкой времени их начала и окончания. Они необходимы для достижения главных целей с оптимальными (минимальными) затратами. Главная цель календарного плана строительства рудника — обеспечение своевременного (в оптимальный или нормативный срок) строительства рудника к начальному сроку и достижения проектной мощности по количеству и качеству добываемой рудной массы. Более общая цель календарного плана рудника — обеспечение добычи необходимого количества полезного ископаемого с оптимальными затратами в намеченные сроки.

Строительство вновь запроектированного рудника и освоение его проектной производственной мощности, как и работа уже действующего горно-рудного предприятия, осуществляются на основе календарного плана. Все виды работ делятся на подготовительные (по подготовке площадки к строительству) и собственно горные работы (по строительству рудника, проходке стволов, квершлагов, штреков, этажных и перепускных восстающих, по подготовке запасов к эксплуатации и их отработке). В календарном плане строительства нового рудника наглядно и обоснованно представляются все виды как подготовительных, так и горных работ. При этом все работы и процессы должны быть представлены во взаимосвязи и в определенной, наиболее рациональной последовательности. Календарный план должен быть оптимизирован.

В период эксплуатации составляются календарные планы на вскрытие и подготовку новых горизонтов и отработку новых этажей. Для нового рудника календарный план включает в себя все виды капитальных работ по строительству рудника (вскрытие, подготовку) и освоение проектной мощности (план развития горных работ).

Календарный план должен обеспечивать возможность в любой момент определить:

1) очередность и сроки выполнения того или иного вида горных работ;

2) необходимое опережение проходки вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок по сравнению с очистными работами;

3) количество блоков, находящихся на разных стадиях горных работ, объемы и качество добываемой в них рудной массы;

4) величину вскрытых, подготовленных, нарезанных и готовых к выемке запасов;

5) штат и квалификацию рабочих в разные периоды строительства и эксплуатации рудника;

6) количество оборудования, необходимого для выполнения всех видов горных работ, включая охрану и рекультивацию природных ресурсов.

Календарный план составляется на основе следующих материалов:

1) планов и разрезов месторождения с разбивкой на этажи, блоки, камеры и целики с указанием количества и качества в них запасов;

2) схем вскрытия и подготовки, протяженности и размеров выработок, объемов камерных выработок;

3) заданных сроков строительства предприятия и развития добычи;

4) принятых систем разработки, объемов подготовительно-нарезных работ и скорости проходки выработок, производительности блоков при очистных и проходческих работах;

5) данных о расчетной производительности труда, потерях и разубоживании и т.д.

Календарные планы могут быть представлены с помощью линейных графиков, циклограмм и сетевых графиков. На линейном графике линиями представляются отдельные работы, их объемы и сроки выполнения. На них может быть дана информация по затратам труда, материалов и т.д. Более полно взаимосвязь работ отражается в планах-циклограммах, а самыми представительными являются сетевые графики.

С помощью ленточных графиков и циклограмм календарный план составляется в виде таблицы-графика.

Если на этом плане обозначить стрелками связи между окончанием одних работ и началом других, то можно выявить критический путь, т.е. цепь взаимосвязанных работ, выполнение

которых требует максимального времени и, следовательно, определяет срок окончания строительства. Еще большую наглядность обеспечивают сетевые графики.

Цель оптимизации календарного плана — одновременное решение нескольких задач: обеспечение своевременного строительства и ввода в эксплуатацию всех объектов, достижение при этом лучшего (максимально возможное) использования производственных фондов, оборудования, материалов, рабочей силы, энергии; обеспечение наилучшего использования недр и других природных ресурсов. Эта сложнейшая задача может быть решена с применением вычислительных машин, для чего необходимо формализовать процесс разработки плана, составить его экономико-математическую модель. При составлении и оптимизации календарного плана (графика) необходимо стремиться к выполнению работ параллельно, для сокращения сроков строительства рудника и освоения его проектной мощности. Однако, это совмещение во времени не должно быть чрезмерным, особенно в отдельные периоды времени. При неравномерной работе могут возникнуть трудности со снабжением строительства материалами, оборудованием, рабочей силой. Совмещение работ должно быть равномерным и оптимальным.

Календарный план строительства нового рудника включает в себя общешахтные работы, а также работы по вскрытию, подготовке и очистной выемке первых этажей. В календарном плане предусматривается время на подготовку строительства площадки, проведение дорог, подводку временных водо- и электромагистральных сетей, сооружений и временных зданий, устанавливаются сроки доставки материалов для строительства постоянных объектов.

После возведения временного, а иногда сразу постоянного копра или копров и монтажа проходческих машин, строительства надшахтных зданий и сооружений предусматривается устройство главных и вспомогательных (вентиляционных) воротников для спуска и подъема оборудования, грузоподъемных стволов шахт с последующей проходкой этих стволов. После этого намечается время на проходку капитальных квершлагов до месторождения, а также основных и вентиляционных штреков. Вентиляционные стволы, квершлаги и штреки проходятся с таким расчетом, чтобы они были закончены вместе с откаточными выработками.

Одновременно с этим и параллельно ведутся работы по проходке камер околоствольных дворов и других камерных выработок, по проходке восстающих между откаточными и вентиляцион-

ным штреками, при этом предусматривается также совмещение проходки выработок по времени. Начало очистных работ планируется обычно после создания общешахтной вентиляции.

Сроки начала отработки блоков принимаются в зависимости от принятой схемы вскрытия и подготовки горизонтов, порядка отработки этажа и применяемой системы разработки.

Сроки начала и окончания работ по вскрытию и подготовке каждого следующего этажа и подготовки блоков к очистной выемке зависят от скоростей выполнения этих работ и принятых размеров запасов руды на разных стадиях.

16.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВРЕМЕНИ НАЧАЛА РАБОТ ПО ВСКРЫТИЮ И ПОДГОТОВКЕ

Для бесперебойной работы рудника необходимо обеспечить такие условия, когда вместо выбывающих очистных и проходческих забоев подготовлены новые, обеспеченные соответствующими подготовленными и готовыми к выемке запасами определенного количества и качества с учетом резерва. Поэтому следует начинать заранее, задолго до наступления момента замены одного забоя другим и одних запасов (отработанных) другими работы по вскрытию, подготовке и нарезке блоков. При этом каждый вид работ должен начинаться в свое вполне определенное (в календарном плане) время.

Если строится новый рудник, то за T лет до срока ввода его в эксплуатацию необходимо начать проходку ствола или стволов. При этом

$$T=\frac{H}{v_с}+\frac{V_о}{v_о}+\frac{L_к}{v_к}+\frac{L_ш}{v_ш}+t_{бл}+t_{рв},$$

где $v_с$, $v_к$, $v_ш$ — соответственно скорости проходки ствола, квершлага и штрека, м/мес.; $V_о$, $v_о$ — объем и скорость проходки околоствольных дворов; H, $h_э$, $L_к$, $L_ш$ — глубина ствола, высота этажа, длина квершлага и штрека, м; $t_{бл}$ — время подготовки блока, мес.; $t_{рв}$ — норматив вскрытых запасов (по Гипроруде $t_{рв}$ = 36 мес.), мес.

При проектировании подготовки необходимо руководствоваться величинами минимальных нормативных скоростей проходки выработок.

В соответствии с СН-440-79 минимальные скорости проходки на предприятия черной, цветной металлургии и химической промышленности должны быть следующими.

Стволы, м/мес.:	
вертикальные	35
наклонные	50
Квершлаги и штреки по породе, м/мес.	80
Капитальные рудоспуски и восстающие, м/мес.	40
Сопряжение выработок, стволов с околоствольными дворами, околоствольные дворы, камеры на 1 забой, м³/мес	350
Армирование стволов, м/мес.	250
Проходка комбайнами по соли, м/мес.	200

При углубке стволов и при проходке слепых стволов нормативные скорости можно уменьшить на 40 %.

Если вскрытие осуществляется группой этажей на один концентрационный горизонт, то затраты времени будут больше, т.е.

$$t_{угл}=\frac{nh_э}{v_у}+\frac{V_о}{v_о}+\frac{L_к}{v_к}+\frac{L_ш}{v_ш}+t_{бл}+t_{рв},$$

где n — число этажей в группе; $v_у$ — скорость углубки ствола, м/мес.

Если на действующем руднике для подготовки нового горизонта необходимо предварительно углубить ствол шахты, а затем пройти квершлаг и штреки, то вскрытие нового горизонта необходимо начинать за время $t_{угл}$ углубки до окончания отработки предыдущего этажа, равное

$$t_{угл}=\frac{h_э}{v_у}+\frac{V_о}{v_о}+\frac{L_к}{v_к}+\frac{L_ш}{v_ш}+t_{бл}+t_{рв}.$$

Углубка ствола каждого следующего горизонта должна начинаться с таким расчетом, чтобы обеспечить завершение работ по проходке квершлагов за три года (или другого, более обоснованного срока t) до окончания отработки вышележащего (предыдущего) этажа, т.е. раньше этого окончания на срок отработки норматива вскрытых запасов. Поскольку за три года до конца отра-

ботки этажа (или $t_{рв}$) новый этаж должен быть вскрыт, то работы по углубке ствола должны начаться задолго до окончания отработки этажа.

Время подготовки этажа $t_п$ должно быть значительно меньше срока отработки этажа $t_э$, т.е.

$$t_э = \frac{Q_э(1-П)}{A_т(1-Р)} \geq t_п + t_р\,;\; t_п \leq t_э + t_р,$$

где $Q_э$ — запас этажа, т; $t_п$ — время подготовки нового этажа, лет; $t_р$ — запас резерва, лет; $A_г$ — годовая производительность этажа, т/год.

Проходка штрека должна начинаться не позднее, чем за несколько месяцев до окончания отработки верхнего этажа, чтобы можно было успеть пройти откаточные штреки и другие подготовительные выработки с учетом резерва, т.е.

$$t_ш = \frac{L_ш}{v_ш} + t_{пн},$$

где $t_{пн}$ — норматив подготовленных запасов, мес.; $L_ш$ — длина штрека, м; $v_ш$ — скорость проходки штрека, м/мес.

Подготовка и нарезка блока на новом горизонте должны начинаться не позднее, чем за время $t_б$ (мес.) до начала очистных работ на новом горизонте, равное

$$t_б = t_н + t_о,$$

где $t_н$ — время подготовки и нарезки блока, мес.; $t_о$ — время резерва, норматив готовых к выемке запасов, мес.

При определении времени на выполнение тех или иных этапов вскрытия, подготовки и нарезки необходимо принимать во внимание нормативные скорости проведения горных выработок согласно СН-440-79. Возможные и более высокие скорости, но при их дополнительном обосновании.

Важный вопрос календарного планирования подготовки и отработки запасов — определение числа одновременно действующих блоков на разных стадиях горных работ, на основе которого устанавливается необходимое для рудника число машин и механизмов (перфораторов, буровых станков, скреперных лебедок, погрузочных машин, вибропитателей, доставочного и вспомогательного оборудования).

16.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЧИСЛА ДЕЙСТВУЮЩИХ БЛОКОВ

Производственная мощность рудника A складывается из производительности суммы очистных, нарезных и подготовительных забоев, и при известной доле этих забоев в общей добыче $\delta_о$, $\delta_н$, $\delta_п$ число блоков на каждой стадии определится как

$$N_о = \frac{A\delta_о}{P_о};\;\; N_н = \frac{A\delta_н}{P_н};\;\; N_п = \frac{A\delta_п}{P_п},$$

где $P_о$, $P_н$, $P_п$ — производительность очистных, нарезных и подготовительных забоев.

Однако доли $\delta_о$, $\delta_н$, $\delta_п$, как правило, неизвестны, поэтому надо решать задачу другим путем. В соответствии с конструктивными особенностями и параметрами систем разработки можно в любом случае установить удельный вес подготовительных, нарезных и очистных выработок в блоках $v_п$, $v_н$, $v_о$. Затем, зная среднюю производительность блока на каждой стадии $P_о$, $P_н$, $P_п$ и затраты времени (по проекту системы) на подготовку, нарезку и очистную выемку отдельного блока $t_п$, $t_н$, $t_о$, можно определить число блоков на различных стадиях горных работ на основе следующих соображений.

Допустим, что блок с запасами Q млн т отрабатывается в течение одного года, а подготовка такого блока может быть осуществлена за два года. Тогда на каждый отрабатываемый блок к концу его отработки должен быть подготовлен такой же новый блок. Если бы на каждый очистной блок приходился один блок в подготовке, то за два года было бы подготовлено только 1/2 блока. А поскольку нужен один, то на каждый очистной блок необходимо иметь $\frac{N_п}{N_о} = \frac{t_п}{t_о} = 2$ блока в стадии подготовки.

Для нормальной работы рудника необходимо на каждый блок, находящийся в очистной выемке, иметь в отдельных стадиях подготовки и нарезки во столько раз больше или меньше блоков, во сколько раз сроки работ на этих стадиях больше или меньше срока очистной выемки блока, т.е.

$$N_п = \frac{t_п N_о}{t_о} \quad \text{и} \quad N_н = \frac{t_н N_о}{t_о}.$$

Тогда общее число блоков, находящихся одновременно в работе, можно представить как

$$N = N_о + \frac{t_п N_о}{t_о} + \frac{t_н N_о}{t_о},$$

откуда

$$N_о = \frac{t_о N}{t_о + t_н + t_п}.$$

Аналогично определим, что

$$N_п = \frac{t_п N}{t_о + t_н + t_п} \quad \text{и} \quad N_н = \frac{t_н N}{t_о + t_н + t_п}.$$

В том случае, когда общее число одновременно действующих блоков заранее предопределено или ограничено в силу каких-то условий, то их число на каждой стадии горных работ можно установить по этим формулам.

Если N неизвестно, то, установив затраты времени $t_о + t_п + t_н$, можно определить производственную мощность рудника

$$A = v_о P_о \frac{N t_о}{t} + v_п P_п \frac{N t_п}{t} + v_н P_н \frac{N t_н}{t}.$$

Из этой формулы следует, что

$$N = \frac{At}{v_о P_о t_о + v_п P_п t_п + v_н P_н t_н} = \frac{At}{\sum vPt}.$$

Подставляя это значение в формулы для определения $N_о$, $N_п$, $N_н$, можно легко определить число одновременно действующих блоков на любой стадии горных работ. Количество блоков на стадии очистной выемки (вместе с резервными блоками) составит

$$N_о = \frac{At_о}{\sum vPt},$$

количество блоков на стадии подготовительных работ равно

$$N_п = \frac{At_п}{\sum vPt},$$

а на стадии нарезки блоков —

$$N_н = \frac{At_н}{\sum vPt}.$$

Выделив из времени очистной выемки $t_о$ дополнительно время на разбуривание блока $t_р$ для массового взрыва, можно определить число блоков на стадии разбуривания

$$N_р = \frac{At_р}{\sum vPt}.$$

В этой формуле $t_р$ всегда значительно меньше, чем $t_о$.

Точно так же можно определить число камер (блоков), находящихся на стадии закладочных работ $t_з$, если известно время закладки камеры (блока) $t_з$,

$$N_з = \frac{At_з}{\sum vPt}.$$

В этой формуле $t_з$, как и $t_р$, значительно меньше общего времени очистной выемки блока $t_о$.

Если очистные работы выполняются в две или несколько очередей, то необходимо определить число забоев по очередям. Например, при выемке в две очереди (сначала камерные запасы, а потом целиковые), необходимо установить количество одновременно отрабатываемых камер и целиков в соответствии с их производительностью и долей в запасах отрабатываемого месторождения. Должно соблюдаться соотношение:

$$\frac{\delta_к (1 - Р_к)}{(1 - П_к)\Delta К} = \frac{\delta_ц (1 - Р_ц)}{(1 - П_ц)\Delta Ц},$$

при этом

$$N_к = \frac{\delta_к}{P_к} \quad \text{и} \quad N_ц = \frac{\delta_ц}{P_ц},$$

где $\delta_к$ и $\delta_ц$ — доля добычи из камер и целиков; $Р_к$ и $Р_ц$ — производительность на стадиях выемки камер и целиков; $П_к$ и $Р_к$, $П_ц$ и $Р_ц$ — потери и разубоживание на стадиях выемки камерных и целиковых запасов, доли ед.; $\Delta К$ и $\Delta Ц$ — доли камерных и целиковых запасов в блоках.

Обычно выемка камер значительно опережает выемку целиковых запасов. И довольно часто это оказывается экономически выгодным. Если после первой стадии (выемки камер) требуется закладка этих камер, то необходимо определить число камер и стадий закладочных работ.

Чтобы закладочные работы не отставали от выемки камер, должны соблюдаться условия

$$N_з = \frac{t_к N_к}{t_з \gamma_з} \quad \text{и} \quad \frac{t_з}{t_к} = \frac{P_к}{\gamma_к P_з},$$

где $t_к$ и $t_з$ — время выемки камеры и ее закладки; $P_к$ и $P_з$ — производительность при выемке камер и ее закладке; $\gamma_з$ — количество закладочного материала, приходящегося на 1 т добываемой рудной массы; $N_з$ — число камер, находящихся в стадии закладки.

При определении количества действующих блоков необходимо иметь в виду, что расчетное количество одновременно подготавливаемых, нарезаемых, разбуриваемых и отрабатываемых блоков должно приниматься с учетом резерва, т.е. быть на 20—40 % больше, чем необходимо для обеспечения заданной производственной мощности рудника. Этот резерв обязателен для обеспечения ритмичной работы рудника при неравномерности подготовки, нарезки, разбуривания и отработки отдельных блоков вследствие различия их горно-геологических (мощности, угла падения, содержания полезного компонента в руде) и экономических условий.

Количество резервных блоков на различных стадиях горных работ устанавливается на основе оптимизации величины вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов или нормирования этих запасов.

16.4. НОРМИРОВАНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ВСКРЫТЫХ, ПОДГОТОВЛЕННЫХ И ГОТОВЫХ К ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ

Правильное обоснование нормативов и резервных запасов полезных ископаемых на разных стадиях готовности к выемке — одна из важнейших задач для эффективной работы рудника и более полного и рационального использования недр.

Недостаток подготовленных запасов на той или иной стадии в ряде случаев приводит не только к невыполнению плана по добыче из-за ограниченности фронта работ, но и к снижению содер-

жания металлов в добываемых рудах, а иногда и к повышенным потерям в недрах. Вместе с тем, избыток запасов также не всегда продолжительно влияет на экономику предприятия, а иногда приводит не только к увеличению затрат, но и к повышенным потерям полезного ископаемого.

По степени подготовленности к выемке запасы делят на три категории: 1) вскрытые; 2) подготовленные; 3) готовые к выемке.

Вскрытые — запасы, к которым пройдены все основные вскрывающие выработки (стволы, околоствольные дворы, квершлаги и т.п.), позволяющие начать проведение подготовительно-нарезных выработок (штреков, восстающих, ортов, буровых и транспортных выработок, выработок днищ блока и т.п.).

Подготовленные — запасы, к которым пройдены все подготовительные выработки (штреки, восстающие, орты), позволяющие начать нарезные работы в блоках (камерах) — буровые и транспортные выработки, выработки днищ блоков и т.п.

Готовые к выемке запасы — запасы блоков (камер), в которых пройдены все подготовительно-нарезные выработки и выполнены другие работы (разбуривание блоков, установка виброкомплексов, выполнение массовых взрывов, ликвидация их последствий и др.), позволяющие начать в любой момент очистную выемку руды (непосредственно выдачу руды из очистных забоев).

Основная часть добычи руды идет из очистных забоев, число и производительность которых, как правило, определяет производственную мощность рудника. Значительно меньшая часть добычи идет из блоков, находящихся на стадиях подготовки и нарезки. По мере отработки очистных блоков очистные работы переходят постепенно в другие блоки, которые к этому моменту должны быть полностью готовыми к выемке. Для бесперебойной работы рудника необходимо обеспечить соответствующие подготовленные и готовые к выемке запасы. В каждый период времени число подготавливаемых к выемке блоков должно быть равно числу блоков, вводимых в очистную выемку. Но, в связи со сложностью горно-геологических условий рудных месторождений, неравномерностью оруденения, неподтверждаемостью запасов, а также, учитывая неравномерность работ и возможность различного рода срывов, число подготавливаемых к выемке блоков должно быть больше готовых к выемке на число резервных.

При проектировании рудников Институтом Гипроруда рекомендуется принимать обеспеченность рудника вскрытыми запасами не менее, чем на три года (36 мес.) работы с проектной производительностью.

Фактически же вскрытые запасы бывают значительно больше. Так, в среднем по свинцово-цинковым рудникам вскрытые запасы были равны 107 мес. или около 9 лет, изменяясь от 2—3 лет на рудниках Садонского комбината до 16—19 лет на рудниках Лениногорского полиметаллического и Жезкентского свинцово-цинко-вого комбинатов.

Нормы подготовленных запасов на некоторых рудниках цветной металлургии составляли 12—16 и 18 мес., а нормы готовых к выемке запасов — 6—12 мес. Фактические же данные (мес.) изменялись в очень широких пределах (табл. 16.1).

В каждом конкретном случае можно определить наиболее экономичное опережение подготовительных и нарезных работ исходя из того, что, с одной стороны, малое опережение подготовки может привести к ущербу из-за возможной неритмичности добычи, а, с другой стороны, большое опережение приведет к временному замораживанию, «омертвлению» больших средств в виде пройденных выработок, а также к затратам на их поддержание.

Простейшие методы нормирования запасов предусматривают определять необходимую величину (норму) готовых к выемке запасов по формуле

$$А = 0{,}5\ К_р T_{отр.бл},$$

а подготовленных к выемке запасов

$$Б = 0{,}5\ К_р T_{отр.бл} + T_{нар.бл},$$

где $T_{отр.бл}$ и $T_{нар.бл}$ — средняя продолжительность обработки и нарезки блоков, мес.; $К_р$ — коэффициент резерва, который обычно принимают равным 1,25.

Как считают, коэффициент 0,5 возникает потому, что определяется средняя обеспеченность запасами за весь срок отработки блока, запасы которого вначале равны 1, а в конце 0. Чаще вместо 0,5 в расчетах участвует коэффициент а, характеризующий количество готовых к выемке запасов в блоке относительно первоначальных запасов блока за период его отработки, который определяют по формуле

$$a = \frac{1}{2n_o},$$

где n_o — число очередей очистной выемки в блоке.

Таблица 16.1

Предприятия	Вскрытые фактические	Подготовленные		Готовые	
		нормы	фактические	нормы	фактические
Рудники:					
Золотушинский	62,9	15	15,9	8	9
Им. 40 лет ВЛКСМ	164,3	18	13—22	10(8)	2,8—10
Квайсинский	35	12	11,7	8	8,3
Лениногорский	164,3	18	18—25	10	6,2—10
«Молибден»	—	22	20,4—22,5	10	9,8—11
Никитовский	—	18	15—18	6	5,4—6,2
Риддерский	164,3	18(16)	13,6—16,7	6	2,5—6,7
Салаирский	73	18	16,9	12	9
Тишинский	164,3	18(12)	8,5—13	6	3,1—6,8
Урупский	22—36	18	7,2—13,6	10	2—10,6
Комбинаты:					
Адрасманский горно-обогатительный	57	12	10,7	6	5,7
«Ачполиметалл»	137,5	12	12,6	10	9,9
«Дальполиметалл»	45,9	12	10	6	6
Жезкентский горно-обогатительный	190	18	8,9	6	4,4
Зыряновский свинцовый	97,8	16	14,6	8	7,4
Иртышский полиметаллический	59	19	16,7	10	59
Нерчинский свинцово-цинковый	45,7	12	11,9	6	8,5
Садонский свинцово-цинковый	27,9	12	12,2	7	7,4
Текелийский свинцово-цинковый	81,3	18	34,2	6	2,9
Алтын-Топканское рудоуправление	82,6	15	10,1	8	5,3

В «Методических указаниях по определению нормативов подготовленных запасов и контролю за обеспеченностью ими при подземном способе разработки рудных месторождений» предложено определять:

норматив готовых к выемке запасов по формуле

$$В_1 = aК_р \frac{Q_{бл}}{P_о},$$

нормативы подготовленных запасов (мес.):
а) для одностадийных систем разработки

$$В_2 = Q_{бл}\left(0,5\frac{К_р}{P_о}+2a\frac{V_н}{P_н}\right),$$

б) для двухстадийных и более

$$В_2 = Q_{бл}(0,5-a)\frac{К_р}{P_о}+2a\frac{V_н}{P_н}.$$

В этих формулах: $Q_{бл}$ — запас блока, т; $P_о$ — производительность блока в стадии очистных работ, т/мес.; $V_н$ — объем нарезных работ в блоке на 1000 т запаса, м³/т; $P_н$ — производительность на нарезных работах, выполняемых за месяц, м³/мес.; $К_р$ — коэффициент резерва, который принимают равным 1,25—1,4.

Например, если принять $Q_{бл}$ = 900 тыс. т, $P_о$ = 25 тыс. т/мес., $n_о$ = 2, $К_р$ = 1,25, $P_н$ = 0,31 тыс. м³/мес., $V_н$ = 3 м³/1000т, то норматив готовых к выемке запасов равен

$$В_1 = \frac{1}{2\cdot2}1,25\frac{900}{25} = 11,2 \text{ мес.},$$

а подготовленных

$$В_2 = 900(0,5-0,25)\frac{1,25}{25}+2\cdot0,25\frac{3}{0,31} = 11,2+4,85 = 16,05 \text{ мес.}$$

Для нормирования запасов на рудниках цветной металлургии может быть использована методика ВНИИЦветмета, согласно которой норматив готовых к выемке запасов (мес.) при одной из систем разработки определяют как

$$P_{тi} = P_{ттi}К_1К_2 = \frac{1}{2n}Q_н\tau T_в К_1К_2К_ш,$$

где $P_{ттi}$ — технологически необходимый норматив готовых к выемке запасов, мес.; $Q_н$ — производительность рудника по добыче руды, тыс. т/мес.; n — число очередей работ в блоке; τ — запланированный удельный вес i-й системы разработки в общей добыче по руднику, доли ед; $T_в$ — время, затрачиваемое на очистную выемку одного блока, мес.; $К_ш$ — коэффициент, учитывающий необходимость шихтовки при наличии нескольких сортов руд, который предложено устанавливать по формуле

$$К_ш = 1+\frac{К+1}{N_{вi}},$$

где $N_{вi}$ — количество одновременно действующих блоков при i-й системе разработки; К — количество сортов руд; $К_1$ и $К_2$ — коэффициенты резерва, учитывающие подтверждаемость количества и качества руды (запасов и содержания в них металлов), которые предложено вычислять по формулам

$$К_1 = 1+\frac{t\sigma_1}{М_1}; \quad К_2 = 1+\frac{t\sigma_2}{М_2},$$

где t — показатель достоверности; σ_1, σ_2 — среднеквадратические отклонения отдельных показателей подтверждаемости от средних значений; $М_1$ и $М_2$ — средние величины подтверждаемости соответственно объемов руды и содержания в них металлов.

В целом по руднику готовые к выемке запасы определяются как сумма таких запасов по отдельным системам разработки

$$P_г К_1К_2 = \sum_1^i P_{тi}К_1К_2,$$

где i — число применяемых систем разработки.

Время отработки блока определяется по формуле

$$T_в = \frac{Б_i К_с}{q_{вi}},$$

где $Б_i$ — запас блока, т; $q_{вi}$ — производительность блока при очистной выемке, т/мес.; $К_с$ — коэффициент, учитывающий возможное несоответствие величины готовых к выемке запасов числу блоков при среднем их запасе $Б_i$; принимается $К_с \geq 1$.

Норматив подготовленных запасов для отдельной системы разработки определяется согласно методике ВНИИЦветмета по формуле

$$P_{вi} = Q_н \tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \frac{n-1}{n} \frac{К_i}{q_{вi}} + \frac{r_i}{n q_{нi}} \right),$$

где $К_i = К_с К_ш К_1 К_2$; r_i — объем нарезных работ в блоке, приходящийся на 1000 т подготавливаемых запасов, м³; n — число очередей очистной выемки в блоке; $q_{нi}$ — производительность нарезных работ в блоке, м³/мес.

Норматив вскрытых запасов (мес.) соответственно определяют по формуле

$$P_в = \sum_1^i P_{вi},$$

$$P_{вi} = Q_н \tau_i Б_i \left(\frac{1}{2} \frac{n-1}{n} \frac{К_i}{q_{вi}} + \frac{r_i}{n q_{нi}} + \frac{l_i}{q_{пi}} \right),$$

где l_i — объем горно-подготовительных работ на 1000 т подготавливаемых запасов, м³; q — планируемая производительность подготовительных работ в блоке, м³/мес.

Однако нормативы, определяемые по приведенным методикам, не оптимизированы, так как коэффициент резерва в них принят произвольно.

В наиболее общем случае нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов — это запасы, обеспечивающие применение наиболее эффективных методов вскрытия, технологии и организации работ по подготовке горизонтов и блоков к эксплуатации.

Величина подготовленных и готовых к выемке запасов должна быть тем меньше, чем богаче запасы и чем надежнее геологические данные об этих запасах. Чем сложнее месторождение и неравномернее в нем распределены полезные компоненты, тем больше должны быть величины подготовленных и готовых к выемке запасов, чтобы из-за неравноценности запасов или их неподтверждения не потерять возможность производства того или иного количества или качества дополнительной продукции или снижения себестоимости добычи. Критерий оценки величины подготовленных и готовых к выемке запасов также должен учитывать возможное изменение потерь и разубоживания руды в зависимости от величины запасов, например, при слеживающихся рудах готовые к выемке (отбитые) запасы должны быть минимальными, чтобы не

потерять их при выпуске. Подготовленные запасы в условиях высокого горного давления также должны быть сведены до минимума. Вместе с тем, недостаточность подготовленных и готовых к выемке запасов может привести как к снижению производительности рудника, так и к снижению содержания металла (ценности) в добытой рудной массе. Это снижение должно быть определено в каждом конкретном случае, так как без этого любой норматив запасов нельзя считать обоснованным.

Коэффициенты резерва запасов должны быть установлены математически на основе положения теории вероятности.

16.5. УЧЕТ ВОЗМОЖНОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ЭКСПЛУАТАЦИЮ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ ЗАПАСОВ

В случае установления заниженных нормативов запасов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке полезных ископаемых сокращается фронт работ, изменяется порядок отработки залежей и, как следствие, снижается производственная мощность рудника, качество добываемых полезных ископаемых и полнота использования недр. А это определяет такие экономические показатели, как себестоимость добычи и переработки, извлекаемая ценность добытого полезного ископаемого и величина прибыли. Для снижения ущерба от недостаточно подготовленных и готовых к выемке запасов в ряде случаев могут быть использованы забалансовые или другие дополнительно вовлекаемые в эксплуатацию запасы. Величина этих дополнительных запасов должна соответствовать оптимальному уровню обеспеченности рудника вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами полезных ископаемых в зависимости от необходимости обеспечения той или иной производственной мощности горного предприятия.

При этом весьма важно учитывать вероятные ошибки в определении величины запасов и качества полезных ископаемых (содержания в них полезных и вредных компонентов). Чем больше эти ошибки, тем больше должны быть нормативы запасов по степени подготовленности к выемке. Необходимо также иметь в виду возможность вовлечения в эксплуатацию и исполь-

зования части дополнительных ресурсов, например, возможность извлечь ранее оставленные целики, организовать повторную разработку или попутную выемку части забалансовых запасов. Следует также учитывать и вероятные изменения показателей потерь и разубоживания.

Если на руднике имеется возможность в случае дефицита вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов вовлечь в эксплуатацию какие-то дополнительные запасы (например, забалансовые или ранее оставленные целики), то нормативы могут быть уменьшены. В общем виде норматив готовых к выемке запасов можно определить (мес.) по формуле:

$$T_{\text{гн}}=\sum_{i=1}^{m}\tau_i t_{oi}/2n,$$

где t_{oi} — время отработки блока i-й системы разработки, мес.; τ_i — удельный вес i-й системы разработки в общей добыче по руднику, доли ед.; n — число очередей отработки блока; m — число систем разработки на руднике.

Время отработки блока какой-либо системой разработки с учетом потерь и разубоживания полезных ископаемых, но без возможного вовлечения в эксплуатацию дополнительных запасов (повторная разработка, забалансовые руды, выемка над-, подштрековых и охранных целиков и т.п.), может быть определено (мес.) по формуле:

$$t_{oi} = \text{Б}_i(1 - \text{П}_i)/(1 - \text{Р}_i)\, P_{oi},$$

где Б_i — средний запас блока i-й системы разработки, т; П_i, Р_i — потери и разубоживание полезных ископаемых при i-й системе разработки, доли ед.; P_{oi} — производительность блока в период очистных работ, т/мес.

Полный норматив готовых к выемке запасов с учетом возможного их неподтверждения или вовлечения в эксплуатацию дополнительных запасов и вероятностного характера величины времени отработки блока устанавливается по формуле:

$$T_{\text{г}}=T_{\text{гн}}\text{К}_{\text{о}}/\text{К}_{\text{з}},$$

где $\text{К}_{\text{о}}$ — коэффициент резерва, учитывающий неравномерность производительности блока, ед.; $\text{К}_{\text{з}}$ — коэффициент, учитывающий возможное неподтверждение запасов, а также вовлечение в эксплуатацию дополнительных ресурсов, который с учетом вероятности подтверждения этих запасов может быть определен на основе учета разницы в извлекаемой ценности добываемой из них рудной массы и в уровне надежности данных по разным видам запасов.

Если руда однокомпонентна или ценность ее пересчитана на содержание одного основного полезного компонента, то коэффициент, учитывающий надежность подтверждения данных по запасам металлов определится как отношение извлекаемых запасов к подсчитанным с учетом вероятностного характера информации по формуле:

$$\text{К}_{\text{з}}=\frac{\frac{\text{Б}c(1-\text{Р})}{1-\text{П}}M_{\text{б}}\varphi+\frac{\text{Б}_{\text{ц}}c_{\text{ц}}(1-\text{Р}_{\text{ц}})M_{\text{ц}}\frac{c}{c_{\text{ц}}}\varphi_{\text{ц}}}{1-\text{П}_{\text{ц}}}+\frac{\text{Б}_{\text{з}}c_{\text{з}}(1-\text{Р}_{\text{з}})M_{\text{з}}\frac{c}{c_{\text{з}}}\varphi_{\text{з}}}{1-\text{П}_{\text{з}}}}{\frac{\text{Б}c(1-\text{Р})}{1-\text{П}}M_{\text{б}}}=$$

$$=\varphi+\frac{\text{Б}_{\text{ц}}c_{\text{ц}}(1-\text{Р}_{\text{ц}})M_{\text{ц}}\frac{c}{c_{\text{ц}}}(1-\text{П})\varphi_{\text{ц}}}{\text{Б}c(1-\text{Р})(1-\text{П}_{\text{ц}})M_{\text{б}}}+\frac{\text{Б}_{\text{з}}c_{\text{з}}(1-\text{Р}_{\text{з}})M_{\text{з}}\frac{c}{c_{\text{з}}}(1-\text{П})\varphi_{\text{з}}}{\text{Б}c(1-\text{Р})(1-\text{П}_{\text{з}})M_{\text{б}}}=$$

$$=\varphi+\varphi_{\text{ц}}\frac{M_{\text{ц}}}{M_{\text{б}}}\frac{\text{а}}{\text{а}_{\text{ц}}}+\varphi_{\text{з}}\frac{M_{\text{з}}}{M_{\text{б}}}\frac{\text{а}}{\text{а}_{\text{з}}},$$

где Б, $\text{Б}_{\text{ц}}$, $\text{Б}_{\text{з}}$ — величины балансовых запасов, а также запасов целиков и забалансовых руд, предназначенных к выемке в оцениваемый период, т; П и Р — потери и разубоживание полезных ископаемых при разработке балансовых запасов, доли ед.; $\text{П}_{\text{ц}}$ и $\text{Р}_{\text{ц}}$ — то же при выемке целиков, доли ед.; $\text{П}_{\text{з}}$ и $\text{Р}_{\text{з}}$ — то же при выемке забалансовых запасов, доли ед.; φ, $\varphi_{\text{ц}}$, $\varphi_{\text{з}}$ — доли добычи руды из балансовых запасов, из целиков и забалансовых запасов, доли ед.; Бc — подсчитанное количество металлов в балансовых запасах новых, подготавливаемых к выемке блоков; c — содержание металла в руде балансовых запасов, %; $\text{Б}_{\text{ц}}c_{\text{ц}}$, $\text{Б}_{\text{ц}}c_{\text{ц}}M_{\text{ц}}$ — количество металла в руде вовлекаемых в эксплуатацию целиков и т.п., подсчитанное и фактическое, т; Б$cM_{\text{б}}$ — количество металлов в руде балансовых запасов фактическое, т; $\text{Б}_{\text{з}}c_{\text{з}}$, $\text{Б}_{\text{з}}c_{\text{з}}M_{\text{з}}$ — количество металла в руде вовлекаемых в эксплуатацию забалансовых запасов, подсчитанное

и фактическое, т; $c_ц$ — содержание металла в извлекаемых запасах повторной добычи, выемки целиков и т.п., подсчитанное, %; $c_з$ — содержание металла в запасах вовлекаемых в эксплуатацию забалансовых руд, подсчитанное, %; $M_б$, $M_ц$, $M_з$ — коэффициенты подтверждения запасов металла в балансовых запасах подготавливаемых к выемка блоков, в дополнительно вовлекаемых запасах (повторной добычи, извлечения целиков и запасов забалансовых руд), доли ед.; а, $a_ц$, $a_з$ — содержание полезного компонента в рудной массе, добываемой из балансовых запасов, из целиков и из забалансовых запасов, %, г/т и т.п.

Для условий разработки многокомпонентных руд коэффициент резерва, характеризующий подтверждение запасов металлов и дополнительно вовлекаемых в эксплуатацию запасов, определится по формуле:

$$К_з = \varphi M_б + \varphi_ц \frac{ц_{дц}}{ц_д} M_ц + \varphi_з \frac{ц_{дз}}{ц_д} M_з ,$$

где $ц_д$, $ц_{дц}$, $ц_{дз}$ — извлекаемая ценность рудной массы, добываемой из руды балансовых запасов, целиков и забалансовых запасов.

Вывод данной формулы может быть осуществлен аналогично предыдущей. Важнейшее условие правильного применения данных формул — обоснование экономической целесообразности вовлечения в эксплуатацию дополнительных запасов. При этом должно быть обосновано оптимальное их количество в зависимости от их ценности.

Коэффициент резерва, учитывающий стохастичность производительности блока, может быть принят в пределах 1,15—1,2, а более точно устанавливается на основе изучения законов распределения случайных величин производительности блоков и определение наиболее достоверных их значений, обеспечивающих надежную работу блоков. Данная методика позволяет обосновывать достаточно точные и дифференцированные нормативы готовых к выемке запасов в зависимости от достоверности (подтверждаемости) данных по запасам разного вида. Эти нормативы в ряде случаев меньше, чем обычно, потому что достоверность данных, относительно вовлекаемых дополнительно в эксплуатацию запасов повторной разработки, расконсервации и выемки целиков, достаточно велика, к тому же обычно содержа-

ние металлов в ранее оставленных целиках намного больше, чем в ныне подготавливаемых и отрабатываемых блоках в силу постоянной тенденции снижения содержания металлов в добываемых рудах. Достоверность геологических данных по залегающим совместно с основными запасами забалансовым рудам также сравнительно высока, хотя содержание металлов в них обычно на 25—30 % ниже, чем в балансовых.

Допустим, что месторождение однокомпонентных руд отрабатывается одной системой разработки, при этом обеспечиваются следующие показатели:

t_0 = 47,4/3,5; n = 2; c = 0,82 %; Б = 57 903 т; Бc = 47 480 т %;

БcM = 0,62·56 000 = 34 720 т %; M_0 = 0,74, К = 1,5.

Тогда $T_{ГН}$ = 13,5/2·2 = 3,4 мес.; $T_Г$ = 3,4·1,5/0,74 = 6,9 мес.

Если же принять во внимание, что можно вовлечь в эксплуатацию дополнительно целики с содержанием 1 % в объеме 0,06 от общей добычи и забалансовой руды с содержанием металла 0,62 % в объеме 0,14 от общей добычи, то коэффициент надежности запасов будет равен

$$К_з = 0,8 \cdot 0,74 + 0,06 \frac{1,0}{0,82} 0,95 + 0,14 \frac{0,62}{0,82} 0,2 = 0,8 ,$$

а с учетом увеличения производственной мощности рудника по металлу в 1,04 раза $К_З$ = 0,80 · 1,04 = 0,81. При этом коэффициент резерва производительности блока может быть уменьшен до 1,3 и меньше, так как имеется резерв мощности. Тогда норматив готовых к выемке запасов составит

$T_Г$ = 3,4 – 1,3/0,81 =5,5 мес.,

т.е. будет на 1,4 мес. меньше, благодаря чему может быть обеспечена большая экономия (16 % годовых затрат на создание готовых к выемке запасов).

16.6. ПРИНЦИПЫ ОПТИМИЗАЦИИ ЗАПАСОВ ПО СТЕПЕНИ ГОТОВНОСТИ К ВЫЕМКЕ

Оптимум опережения подготовительных и нарезных работ, соответствующий нормативу подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого, может быть установлен на основе определения максимума дисконтированной прибыли за вычетом капиталовложений на реконструкцию и подготовку запасов за какой-то расчетный период времени по формуле (руб.)

$$\sum_{t=1}^{t_р} П_{рг} = \sum_{t=1}^{t_р} A_t (ц_д - с_д)/(1+E)^{t_р - 1} - \sum_{t=1}^{t_с} К_t (1+E_к)^{t_с} \to \max$$

или по сумме годовой прибыли

$$П_{рг} = A(ц_д - с_д) - К(1+E_к) \to \max.$$

В этих формулах: $t_р$ — расчетный срок сравнительной оценки вариантов того или иного опережения работ по вскрытию и подготовке запасов к очистной выемке, лет; $t_с$ — срок выполнения работ по тому или иному варианту опережения работ по вскрытию и подготовке запасов, лет; A — производственная мощность рудника, т/год; $ц_д$ — извлекаемая ценность добываемого полезного ископаемого, руб/т; $с_д$ — затраты на добычу и переработку рудной массы, руб/т; $К_t$ — капиталовложения для выполнения работ по вскрытию и подготовке запасов того или иного варианта опережения в t-й год, руб/год; E — коэффициент дисконтирования затрат и прибыли во времени, доли ед.; $E_к$ — коэффициент, характеризующий величину процентной ставки за кредит (если эти работы выполняются за счет собственных средств, то $E_к = 0$), доли ед.

Чем богаче руда и чем больше может измениться производственная мощность рудника из-за изменения (отсутствия) величины резерва запасов, тем важнее иметь резерв и тем значительнее должна быть его величина. Но никогда этот резерв не должен быть больше той величины, выше которой производственная мощность рудника, качество руды и ее потери не будут изменяться.

Перебрав множество вариантов различного опережения работ по вскрытию, подготовке и нарезке, можно найти оптимальный, при котором обеспечивается максимум эффекта. Определив исходные данные для расчетов и установив в каждом конкретном случае значения среднеквадратичных отклонений от средней величины, необходимо найти зависимость возможного изменения (уменьшения) производственной мощности рудника по руде или металлу в руде A от величины резерва, т.е. от величины $f\sigma$. Функция $A = \varphi(f\sigma)$, а следовательно, и величина извлекаемой ценности будет примерно иметь вид кривой: сначала крутопадающей, а затем выполаживающейся.

Затраты наоборот, вначале растут незначительно, а затем более интенсивно.

Минимум возможного уменьшения прибыли извлекаемой ценности с одной стороны и возможного увеличения затрат, с другой, будет соответствовать оптимальному коэффициенту резерва и, соответственно, оптимальному нормативу запаса.

В общем виде величина готовых к выемке запасов (мес.) определяется по формуле

$$А = \frac{1-Р}{1-П}\left(1 + \frac{f_о \sigma_о}{t_о}\right) a_о t_о,$$

подготовленных

$$Б = \frac{1-Р}{1-П} a_{пн} (t_о + t_{пн}) \left(1 + \frac{f_{пн}\sigma_{пн}}{t_о + t_{пн}}\right),$$

вскрытых

$$В = a_в (t_о + t_{пн} + t_в) \left(1 + \frac{f_в \sigma_в}{t_о + t_{пн} + t_в}\right) \frac{1-Р}{1-П},$$

где $\frac{1-Р}{1-П}$ — коэффициент выхода количества рудной массы при обработке 1 т балансовых запасов.

В каждом конкретном случае коэффициент резерва на каждой стадии должен быть обоснован экономически, т.е. следует определить коэффициенты f, которые показывают необходимую степень надежности запасов, число σ — среднеквадратичные отклонения сроков от среднего их значения.

Определив количество действующих и резервных блоков, находящихся на разных стадиях горных работ по степени подготовленности к выемке, можно определить количество действующих очистных и проходческих забоев, а в соответствии с этим — количество действующих и резервных машин и оборудования. Число рабочих и их квалификация для обслуживания оборудования на разных стадиях горных работ и в разные периоды строительства и эксплуатации рудника устанавливаются в соответствии с количеством действующего и ремонтируемого оборудования и установленными нормами выработки на обслуживание этого оборудования. Результаты всех этих расчетов используются при составлении календарного плана.

ГЛАВА 17

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

17.1. ПРИНЦИПЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ТРАДИЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Добыча радиоактивных руд существенно отличается от добычи других полезных ископаемых тем, что среда загрязняется не только шахтными водами с растворенными в них тяжелыми металлами, сульфатами, нитратами, хлоридами и другими соединениями, но и слаболегированными веществами с естественными радионуклидами.

При проектировании радиоактивных рудников предусматривается:

- ♦ сокращение объемов выдачи радиоактивных веществ на земную поверхность;
- ♦ утилизация в смежных процессах выданных веществ;
- ♦ захоронение хвостов переработки с минимизацией угрозы для окружающей среды.

На стадиях проектирования решаются те же технологические задачи, что и при добыче всех полезных ископаемых: сохранение темпов увеличения объемов добычи при снижении качества руд в недрах и ухудшении условий работ; сохранение качества добываемого сырья и удешевление работ. Кроме того, приходится оптимизировать решения по фактору радиационной безопасности не только от ^{238}U, но и от ^{234}U, ^{226}Ra, ^{228}Ra, обладающих длительным периодом полураспада с еще не осознанными последствиями для биосферы. Опасны также радионуклиды — изотопы U, Ra, Rn, Th, Po, Pb и тяжелые металлы шахтных вод.

Цель проектирования — максимальное сокращение времени контакта сырья и хвостов со средой.

Месторождения радиоактивных руд разрабатывают открытым, подземным и геотехнологическим способами. При этом экономическая эффективность разработки повышается за счет использования в проекте одного или нескольких из перечисленных аспектов:

- ♦ извлечение дополнительных компонентов из добытого сырья;

♦ вовлечение в переработку некондиционных запасов;

♦ утилизация отходов горного и обогатительного переделов.

При открытой добыче радиоактивных руд проектируют поточные и циклично-поточные схемы производства, повышая концентрацию работ.

Применяют роторные комплексы производительностью до 5000 м³/ч с внутренними и внешними отвалами, комбинированный автомобильно-конвейерный и автомобильно-железнодорожный транспорт.

При разработке глубокозалегающих урановых месторождений сложной структуры проектируют технологию с сохранением геологической структуры с коэффициентом разрыхления не более 1,15.

Наиболее распространены следующие технологические схемы:

♦ валовая отбойка с валовой экскавацией;

♦ раздельная отбойка и раздельная экскавация;

♦ валовая отбойка и раздельная экскавация.

Высокий эффект достигается при совмещении в проекте открытого и подземного способов горных работ при условии сохранения целостности разделительного целика.

При подземной добыче основными направлениями интенсификации являются: концентрация горных работ, комплексная механизация процессов и организация труда. Проектируются одновременно многокаскадное вскрытие с концентрационными горизонтами при независимой отработке каскадов, групповое вскрытие и подготовка этажей и очистных блоков, увеличенная высота этажа до 120 м, захоронение хвостов и пустых пород верхних горизонтов в выработках нижних горизонтов и другие технологические решения.

Особенность урановых месторождений сложной структуры учитывается системами разработки с погашением пустот твердеющими смесями, что снижает радиационную опасность за счет залечивания нарушений во вмещающих породах. Концентрация работ снижает размеры отрабатываемых полей, сокращая потенциальную опасность эманации продуктов распада.

При проектировании урановых рудников стремятся увеличить производственные мощности, чтобы улучшить условия охраны среды при меньших капитальных затратах.

При проектировании урановых рудников важна тенденция переноса под землю процессов обогащения забалансовых руд, хвостов обогащения и закладки первой очереди разработки.

В проектах предусматривают следующие меры снижения радоновыделения:

♦ ограничение технологий с накоплением под землей разрушенных руд;

♦ ускорение технологических процессов погрузки и транспортирования руд;

♦ полное разделение свежей и отработанной струй воздуха при нагнетательном проветривании забоев.

В случае подземного выщелачивания радиоактивных руд при меньших затратах обеспечивается рекультивация недр, что делает эту технологию более предпочтительной по сравнению с традиционной.

Проектами предусматривается возможность вовлечения в эксплуатацию бедных, но крупных по запасам месторождений, представленных глубокозалегающими залежами, преимущественно в слабопроницаемых породах. Решаются вопросы обеспечения процесса избирательного извлечения ценных компонентов с оптимизированной сетью скважин высокопроизводительными насосами, создания противофильтрационных сооружений.

Одна из сложностей при проектировании рудников — комбинирование традиционных технологий для основной части месторождении и геотехнологий для обедненных руд. На стадии предпроектной отработки опытных блоков ставится задача извлечения урана в пределах 70—90 % за счет безблоковой выемки, совершенствования БВР в направлении обеспечения однородности отбитой руды и интенсификации процесса выщелачивания. При этом под системой разработки понимается совокупность во времени и пространстве технологий дробления руд, подачи и извлечения реагентов и продуктов переработки.

В составе проекта — выбор сетки технологических скважин, режима кислотности на начальной, срединной и заключительной стадиях выщелачивания, способов и энергоемкости процессов интенсификации использования хвостов геотехнологии в управлении массивами, оценка и снижение негативного воздействия на окружающую среду, в первую очередь, утечки реагентов в гидрографическую сеть.

Проектирование нетрадиционных технологий, в частности с выщелачиванием, отличается необходимостью получения более достоверных исходных данных, что пока ограничивает область их применения.

17.2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Направления проектирования безотходной технологии добычи радиоактивных руд предусматривают:

- ♦ комплексное использование добытых геоматериалов;
- ♦ сокращение площадей земельных отводов под горные объекты с последующей их рекультивацией;
- ♦ очистку шахтных стоков и выбросов в атмосферу.

Открытая разработка. Эффективность карьеров повышаются при использовании попутно добываемых при вскрышных работах подземных ископаемых. При этом контуры карьера расширяются в горизонтальной и вертикальной плоскостях. По данным В.Н. Мосинца, при коэффициенте вскрыши $К_{ед} = 1$ глубина карьера может быть повышена в 1,45 раз от первоначальной, а при $К_{ед} = 10$ — до 1,6 от первоначальной.

Карьеры радиоактивных руд отличаются высокими коэффициентами вскрыши, поэтому возможность увеличения глубины важна для решения вопроса об эксплуатации месторождений.

Высокая ценность добываемого сырья определяет требования проекта к чистоте использования недр. При вариантном сравнении альтернативных технологий приоритет отдается той, которая обеспечивает преимущества по основному сырью. При равнозначности вариантов предпочтительнее технология, предусматривающая комплексную добычу основного и попутного компонентов. Такое положение создается при вскрытии карьером новых, более ценных по сравнению с основным компонентов.

Основная задача проектов — выбор оптимального режима горных работ и последовательности вскрыши и добычи в границах горного отвода, в том числе: выбор направлений, календарь отработки, выделение календарных этапов и т.д.

Повышению эффективности работы карьеров способствует создание аккумулирующих складов попутно добываемого сырья. Объем складируемого сырья зависит от интенсивности накопления

и транспортирования сырья для его утилизации. Аккумулирование попутного сырья стабилизирует производство, но увеличивает парк складского оборудования, поэтому предпочтительнее не внешние, а внутрикарьерные склады.

Регулированием режима горных работ на стадии проектирования повышают экономически целесообразную глубину карьеров, что сокращает опасность загрязнения окружающей среды за счет уменьшения числа карьеров.

Подземная разработка. Основные тенденции подготовки вскрытия и подготовки рудных полей следующие:

- ♦ увеличение высоты этажа с 45 до 120 м;
- ♦ вскрытие на всю или большую часть по глубине с концентрационными горизонтами на несколько каскадов;
- ♦ централизованное вскрытие месторождений;
- ♦ создание аккумулирующих рудо- и породоперепускников на концентрационных горизонтах с дроблением и классификацией сырья;
- ♦ групповое вскрытие блоков наклонными и спиральными съездами, существенно улучшающими проветривание за счет большей площади сечения выработок;
- ♦ механизированная проходка восстающих выработок (без людей);
- ♦ интенсификация горных работ на основе самоходной техники и т.п.

Проектное обеспечение интенсивности очистных работ основывается на учете природных факторов, параметров работ, организации труда, темпов работ. Решающую роль играет степень механизации.

Наиболее часто проектируются следующие варианты систем разработки: камерные; подэтажных штреков с автономным погашением пустот; горизонтальных слоев с твердеющей закладкой.

Перспективно освоение циклично-поточной и поточной технологий, предполагающих сокращение времени контакта частиц отбитой руды с шахтной атмосферой. Поточность обеспечивается полной механизацией буровых, погрузочных и доставочных работ с увязкой во времени.

Для урановых месторождений характерны зависимости между коэффициентом рудоносности, первичным разубоживанием руды, потерями, возможностями усреднения качества добываемых руд и

концентрацией работ. Эти зависимости носят сложный характер и определяются при проектировании. Учет таких факторов необходим при выборе способа отбойки: шпурами или скважинами. Компенсация потерь и разубоживания возможна за счет гидросмыва богатых рудных фракций, несущих и разделяющих гибких перекрытий, повторной разработки техногенных месторождений и других технических решений на стадии проектирования.

Мелкошпуровая отбойка в большей степени способствует усреднению отправляемой на завод руды, которое осуществляют или чередованием забоев с различным содержанием или перемешиванием разносортных руд на поверхностных складах. Оптимальный вариант — дробление руд под землей, сортировка на рудоконтрольных станциях (РКС), грохочение и, наконец, обогащение на рудообогатительной фабрике.

Условиям радиоактивных рудников наиболее полно отвечают системы разработки с твердеющей закладкой, которые подлежат механизации до уровня поточной технологии, обеспечивают управляемость массивом и консервируют продукты распада радиоактивных элементов.

Проектом определяется необходимая и достаточная прочность закладки, одновременно решается задача надежности, технологичности и экономичности процесса возведения закладочных массивов.

Геотехнология. Применяется как средство повышения эффективности традиционных технологий добычи открытым и подземным способами.

Например, геотехнологии способствуют обводненность и высокие температуры недр. В свою очередь, геотехнология радикально решает вопросы снижения потерь, разубоживания и прироста запасов за счет забалансовых и убогих руд.

При проектировании рудников выщелачивания эффект определяется снижением грузопотоков на 60—70 % по сравнению с базовой величиной, уменьшением площади сечения выработок, использованием хвостов подземного выщелачивания (ПВ) для управления массивом, сокращением отвлекаемых участков земной поверхности.

Геотехнология может использоваться в проекте как самостоятельно, так и в комбинации с традиционными технологиями. На ее эффективность влияют, прежде всего, проницаемость пород, содержание карбонатов и неблагоприятных минералов, характер распределения компонента в руде, обводненность и размеры месторождений.

Проекты радиоактивных рудников ПВ, реализованные в России, Казахстане и Украине, по сравнению с рудниками по добыче иных ископаемых в 1,5—2 раза уменьшают капиталоемкость строительства и на 30 % — численность трудящихся при равной мощности.

При проектировании вскрытия и подготовки месторождений к выщелачиванию высоту этажа определяют из условий проницаемости руд и остаточной несущей способности замагазинированных руд, а затем хвостов выщелачивания.

Месторождения готовят рудными или полевыми этажными штреками и растворосборниками. Календарь подготовки и эксплуатации зависит от параметров движения реагентов и растворов. Это отличает проектирование геотехнологии от традиционной.

При разработке наклонных и крутопадающих скальных рудных тел камерами с магазинированием по бесцеликовой схеме наиболее распространен отступающий порядок с нисходящей выемкой этажей.

При разработке осадочных месторождений применяют безлюдную технологию с доступом к полезному ископаемому скважин, оборудованных насосами и фильтрами. Наибольшую трудность представляют собой сбор и управление жидкими отходами производства.

Эффективность геотехнологии в большей степени, чем при традиционных способах, зависит от концентрации работ, сосредоточении их на одном-двух горизонтах. Способ ПВ позволяет в 5—7 раз уменьшить объем выдачи рудной массы, которая используется в качестве закладки с полезным использованием энергии разрушенных пород.

При проектировании технологии выщелачивания решают вопросы движения жидких веществ: реагента к металлическим включениям и растворов от блоков к участку переработки с подпиткой реагента после извлечения из него металла.

Радиоактивные руды представляют особую опасность для окружающей среды, поэтому при проектировании особое внимание уделяется разработке мероприятий по предотвращению утечек и локализации схем движения летучих веществ (основания блоков, противофильтрационные завесы).

При экономическом сравнении технологий выщелачивания и традиционной исходят из того, что при содержании ме-

талла всего в 2 раза больше бортового, извлечение всего на 15 % ниже, чем при традиционной технологии, что вполне компенсируется вовлечением в работу забалансовых запасов. ПВ решает вопросы повышения коэффициента сквозного извлечения (с учетом поэтапного извлечения на руднике, обогатительной фабрике, металлургическом заводе) при совершенствовании техники и технологии разработки.

17.3. НАПРАВЛЕНИЯ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЕКТОВ ПО ФАКТОРУ ЗАЩИТЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ РАДИОАКТИВНЫХ РУД

Основу защиты окружающей среды составляет утилизация отходов радиоактивного сырья на стадии добычи и первичной переработки. Радикальным средством является полная утилизация.

Направления сокращения твердых отходов при проектировании включают в себя:

- ♦ уменьшение объема пород от проходки выработок;
- ♦ сокращение примешивания к руде пустых пород и забалансовых включений при очистной выемке;
- ♦ увеличение объема пород, оставляемых под землей в процессе добычи и переработки.

Однако утилизировать собственные отходы рудник не в состоянии, поэтому при проектировании оценивается возможность использования отходов в смежных отраслях: строительстве, рекультивации, землеустройстве и т.д. Для этого целесообразно в проект рудника ввести узлы обработки отходов, чтобы на сторону выходила товарная продукция.

Утилизация твердых отходов. Специфика отходов радиоактивного производства состоит в том, что даже при минимальной загрязненности радионуклидами последствия их влияния со временем пока еще не изучены. Поэтому их утилизируют в качестве первичных материалов с изоляцией от окружающей среды вторичными материалами: асфальтом, бетоном, чистой породой, глиной и т.п.

В пределах уранового производства утилизация допустима без особых проблем. Чаще всего твердые отходы используют как

инертные компоненты твердеющих смесей. Вне пределов производства применяют материалы, радиоактивность которых не превышает фоновые значения для данной местности.

При проектировании способов утилизации руководствуются нормами НРБ-76. В зависимости от содержания радионуклидов их подразделяют на классы. Так, одни материалы используют в строительстве без ограничений, другие — с ограничением в виде трехкратного обмена воздуха в час, третьи пригодны в населенных пунктах на глубине не менее 0,5 м или вне населенных пунктов, четвертые — на глубине не менее 0,5 м и только вне населенных пунктов, остальные в строительстве не применяются.

Основной потребитель твердых отходов — твердеющая закладка, поэтому проектом оцениваются техническая возможность и экономическая целесообразность дробления пород и изготовления смесей с привлечением отходов смежных технологических процессов: золы, шлаков, хвостов обогащения и т.п.

Учитывая широкий диапазон свойств твердеющих смесей, проектирование требует надежных исходных данных, которые могут быть получены только экспериментальным путем в местных условиях. Оптимальность проектного решения зависит от совместного решения сложных технологических вопросов. Среди них — энергоемкость измельчения отходов, транспортабельность смеси по трубопроводам, прочность искусственных массивов при горизонтальном и вертикальном обнажениях, компрессионные качества и экономичность.

Проектная оценка возможности утилизации твердых отходов производится не только в отношении пород от проходки выработок, но и в отношении глин, песков, известняков вскрыши, которые нередко служат попутной товарной продукцией при минимальных затратах на обработку. Для такой оценки на предпроектной стадии изучается комплекс физико-механических и технологических свойств; предел прочности сжатию, удельная и объемная масса, содержание пылевидных, илистых и отмучиваемых веществ и т.д.

Особенность уранового оруденения — сравнительно малое содержание полезного компонента — сотые и десятые доли процента. Поэтому основная масса твердых отходов после рудообогащения представляет собой шламы и хвосты. Проектирование добычи и переработки урановых руд, включая заводской передел, осуществляют в пределах неразрывной цепи.

Наиболее опасны для окружающей среды отходы гидрометаллургического передела, которые подлежат захоронению в выемках с изоляцией труднодоступными для радона породами. Выемки могут быть естественными или искусственными.

В качестве радонизолирующего покрытия эффективны глины различного состава толщиной 0,5—1 м. Основное требование к захоронению хвостов — снижение скорости эманации радона до санитарной нормы. Этот показатель регулируется и другими физическими воздействиями: обезвоживанием, спеканием, добавлением осаждающих веществ — сорбентов, покрытием породой, гравием, другими твердыми отходами, шлаками, золой, полимерами, известью, битумом, цементом, которые одновременно предотвращают ветровое воздействие. Эффективность покрытия определяется отношением толщины покрытия к длине диффузионной релаксации. Мощность покрытия должна обеспечивать безопасное передвижение по поверхности хвостохранилища.

Вследствие сравнительно короткой истории разработки радиоактивных руд аспекты влияния утилизированных отходов на окружающую среду изучены пока недостаточно. Поэтому основное отличие в подходах при проектировании — сдержанность в разработке проектных решений. Следствие этого — недопустимо высокая загрязненность твердыми отходами территорий промышленно развитых стран и глобальность проблемы захоронения твердых отходов, в том числе радиоактивных руд.

Утилизация жидких отходов. Радиоактивность сбрасываемых шахтных вод зависит от технологии добычи, в первую очередь, от времени контакта с рудным материалом. Как правило, шахтные воды содержат радионуклидов больше, чем это допускается нормами при сбросе в открытые водоемы.

Откачиваемые на поверхность воды формируют в окрестностях рудников зону, в которой радиоактивные материалы циркулируют с помощью дождя, ветра и гравитации. Как и на традиционных рудниках, откачка воды понижает уровень грунтовых вод, вызывает деформацию грунтов и необратимые изменения биосферы.

При проектировании добычи радиоактивных руд технология разработки должна предусматривать управление движением воды, в том числе созданием противофильтрационных экранов, гидроизоляции и др. Регулированием водных потоков предотвращают выщелачивание нуклидов из разрушенных пород и выброс их в биосферу.

На технологически развитых предприятиях воду от радиоактивных веществ очищают, используя: осаждение с помощью химических реагентов, ионообменные смолы, электрокоагуляцию, биологические методы, флотацию, электролиз, электрохимический (мембранный) метод.

При проектировании очистных установок руководствуются нормами радиационной безопасности (НРБ-76). При отдельных положительных результатах на практике рудничные воды в промышленных объемах пока еще не очищают ни от радия, ни от остальных компонентов: урана, полония, тория и др. Установки обладают общими крупными недостатками: малой пропускной способностью, несравнимой с водопритоками, и нерешенной проблемой захоронения маточников — рассолов с извлеченными из воды веществами.

Несмотря на это, при проектировании урандобывающих предприятий предусматриваются очистка и утилизация части водного объема для нужд сельского хозяйства в безводных районах и собственных нужд предприятия (пылеподавление, изготовление смесей, орошение дорог и т.д).

Защита атмосферы. Кроме традиционного для рудников аэрозольного загрязнения, при добыче радиоактивных руд происходит массовое выделение радона. Атмосфера загрязняется в два этапа: при интенсивной эскалации радона на подземных и открытых работах и при последующей эскалации выданных на поверхность пород руды.

При проектировании оценивается влияние на окружающую среду следующих факторов:

- ♦ количества и интенсивности выделения газа радона и дочерних продуктов его распада;
- ♦ количества минералов урана в виде пылевых взвесей;
- ♦ ионизирующего излучения вскрытых горными выработками руд.

При проектировании руководствуются нормами НРБ-76. Цель проекта — создание безопасных с точки зрения санитарных требований условий для человека. Оценку вариантов технологических решений проводят по коэффициенту эманирования — отношению количества эманации, выделившегося в атмосферу, к ее общему количеству.

Интенсивность радоновыделения зависит от технологии горных работ, физико-химических и механических процессов. Так, на 1—3 порядка выше радоновыделение при использовании технологий с разрушением и обрушением пород и руд при длительном контакте их с водой.

Проектное решение проблемы радиационной безопасности состоит в эффективном проветривании до приемлемых по санитарным условиям концентраций радона и радиоактивной пыли. При выборе производительности вентиляторных установок основным фактором является дебет радона.

В отличие от рудников по добыче других полезных ископаемых на урановых рудниках предпочтительнее нагнетательный способ проветривания в комбинации с инженерными способами интенсификации режима вентиляции: изоляция выработанного пространства, локальное проветривание отдельных участков, орошение, пылеподавление, пенопокрытие, применение специальных паст-покрытий. Основа защитных мероприятий — изоляция участков радоновыделения.

В качестве изоляционных материалов в применяют латексы, битумо-вазелин, битумо-латексы и торкрет-набрызгбетоны. Тип покрытия выбирают по условиям выработки и сроку ее существования, дебиту радона, количеству воздуха и допустимой концентрации радона.

Радикальным средством радоноподавления при очистной выемке является технология с закладкой пустот твердеющими смесями. Все остальные технические мероприятия носят вспомогательный характер и мало влияют на общерудничную атмосферу. Эффективное подавление радона в подземных выработках закладывает основу защиты окружающей среды в окрестностях рудников и карьеров. Поэтому при проектировании урановых рудников погашение пустот твердеющей закладкой практически не имеет альтернативы.

Вопросы землепользования при добыче радиоактивных руд. Добыча и переработка радиоактивных руд отвлекает из землепользования примерно столько же земли, сколько добыча других полезных ископаемых. Однако специфика нарушений земной поверхности для урановых рудников и карьеров предъявляет к проекту несколько иные требования.

Наиболее опасны для окружающей среды, в том числе участка литосферы, технологии с обрушением, которые вызывают необратимые последствия при достижении зоной горных работ поверхности.

Наименее опасны технологии добычи с твердеющей закладкой. Остальные технологии занимают промежуточное положение.

При проектировании земельных отводов пользуются коэффициентом радиоактивного загрязнения территории земельного отвода или отношением загрязненной площади к площади всего земельного отвода. Под загрязнением понимают участки земли, где радиоактивность превышает санитарные нормы. Проектом устанавливается порядок рекультивации таких земель с интенсивной дезактивацией. Эффективность рекультивации оценивают коэффициентом рекультивации или отношением площади рекультивированных земель ко всей нарушенной работами площади.

При проектировании добычи радиоактивных руд преобладающую роль играют санитарно-гигиенические и экологические факторы. Уменьшение площадей отводов достигается выщелачиванием и утилизацией забалансовых руд и хвостов фабрики вместо их складирования на поверхности.

Рекультивация земель, нарушенных урандобывающими предприятиями, проходит несколько этапов, включающих в себя дезактивационный и биологический. При этом, в нижние слои укладываются фитотоксичные и радиоактивные породы. Для уменьшения радоновыделения на поверхность отвалов укладывают изолирующий и экранирующий слои, мощностью не менее 1 м.

Рекультивация загрязненных земель состоит в их снятии и захоронении, а также в перекрытии их слоем почвы, достаточным для произрастания травы и кустарников. После усадки рекультивируемых участков проводят их дополнительную подсыпку и планировку. При рекультивации осушенной поверхности прудов-отстойников производят гипсование или, наоборот, известкование земли.

Расходы на рекультивацию загрязненных радиоактивными рудами земель изменяются в весьма широких пределах, иногда достигая себестоимости добываемого сырья. Поэтому правильный учет этих работ очень важен для комплексной оценки проектируемой технологии.

При добыче радиоактивных руд существует проблема влияния на окружающую среду уже отработанных рудников, которые подлежат консервации или ликвидации. Эта проблема легче решается при разработке рудников с закладкой твердеющими смесями,

сложнее — при обрушении или изоляции пустот, поскольку в этом случае влияние радионуклидов неуправляемо.

В разделах проекта эксплуатации рудников предусматривается стадия их ликвидации. Оценивается объем пустот, отвалов и т.п. Определяются меры дезактивации оборудования, материалов для их повторного использования. При невозможности ликвидации отвалов бедных и забалансовых руд их рекультивируют с учетом расстояния до жилой зоны и направления ветров. В горных районах сбросы вод должны собираться и по возможности проходить очистку. В крайнем случае, следует обеспечить разбавление их чистой водой до санитарной нормы,

Следует отметить, что история проектирования, консервации и ликвидации урановых рудников коротка и предпринимаемые меры недостаточно эффективны. Для надежной нейтрализации последствий горных работ, по-видимому, нужны более дорогостоящие и комплексные технические решения.

ГЛАВА 18

КРАТКОЕ СОДЕРЖАНИЕ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА И ТРЕБОВАНИЯ К НЕМУ

Все более проектирование становится процессом творческим, синтезирующим целый комплекс новых решений. Многие авторы, например, американский ученый П. Хилл в книге «Теория и искусство проектирования», рассматривают проектирование как создание новых решений на уровне изобретений и как прогноз (поиск) путей новых изобретений. Поэтому проектировщик должен уметь не только использовать все известные современные достижения науки и техники, но и быть способным искать и находить совершенно новые технические и технологические решения. Не менее важно — быть способным разъяснять и защищать новые идеи и решения, заложенные в проекте: защищать наглядно и доходчиво даже самые сложные вещи, иначе может случиться задержка в рассмотрении, утверждении проекта и его реализации. Особенно это необходимо, если в проектах предусматриваются оригинальные, нестандартные решения, значительно опережающие средний уровень современных достижений техники и технологии. Необходимо помнить, что до сих пор не утратили актуальности слова великого изобретателя Т.А. Эдисона: «Общество никогда не бывает готово к тому, чтобы принять какое-то изобретение. Каждая новая вещь встречает сопротивление, и изобретателю требуются годы, чтобы внедрить это изобретение».

Одним из важнейших положений каждого дипломного проекта должна быть увязка задач проекта с народнохозяйственными задачами. Студент должен показать в проекте знание материалов, регламентирующих проектирование, строительство горных предприятий и развитие горно-добывающих отраслей, охрану природы и рекультивацию нарушенных горными работами земель. Поэтому не случайно для подготовки горного инженера введен весьма важный заключительный этап, включающий в себя составление дипломного проекта и его публичную защиту перед членами Государственной аттестационной комиссии (ГАК), состоящей из представителей промышленности и профессорско-преподавательского состава нескольких кафедр. Председателем ГАК обычно назначается крупный ученый или специалист производства.

Дипломное проектирование необходимо для закрепления и систематизации знаний, полученных при изучении специальных дисциплин, для более углубленного изучения всех вопросов разработки с учетом специализации (применительно к рудным месторождениям) в соответствии с темой проекта, а также, чтобы привить студентам навыки самостоятельной работы, пользования технической литературой и др.

Дипломный проект отличается от промышленного объемом и содержанием. Дипломный проект выполняет один человек в довольно ограниченные сроки, в то время как промышленный проект выполняется большим числом разных специалистов и даже институтов. Поэтому в дипломном проекте основное внимание уделяется непосредственно горной части, как наиболее тесно связанной со специальностью студента. Другие же разделы, одинаково важные в промышленном проекте, в дипломном могут быть разработаны схематично или вовсе отсутствовать. Дипломный проект на стадии не делится и выполняется в соответствии с Инструкцией по дипломному проектированию. Он должен содержать примерно следующие части:

I. Общая часть.
II. Геологическая часть.
III. Горная часть.
IV. Горно-механическая часть.
V. Энергетическая часть.
VI. Экономическая часть.

Горная часть может быть разделена на 4—5 глав по основным разделам горных работ. В дипломном проекте обязательно предусматриваются разделы по охране труда, технике безопасности и охране окружающей среды. В задании на дипломное проектирование указывается, какой раздел или вопрос рекомендуется в качестве специальной темы (спецчасть).

Спецчасть обычно разрабатывается более детально, чем остальные разделы. Ей уделяется примерно 50 % всего времени по дипломному проектированию и не менее 30 % объема пояснительной записки (50—60 стр.) и чертежей (3—4).

Спецтемами могут быть: 1) определение границ открытых работ и сравнение способов разработки; 2) выбор способов и обоснование величины ступеней вскрытия; 3) выбор схем подготовки месторождения; 4) оценка месторождения и установление кондиций; 5) обоснование производственной мощности рудника;

6) выбор и сравнительная оценка систем разработки; 7) совершенствование того или иного производственного процесса в увязке с другими процессами (например, отбойка руды, ее выпуск, подготовка блоков, доставка руды, управление горным давлением, крепление выработок и т.п.); 8) календарный план разработки месторождения и его оптимизация; 9) вентиляция; 10) проведение горно-капитальных выработок и т.д.

Большой интерес в качестве специальной части представляют вопросы нормирования и снижения потерь и разубоживания руды, повышения извлечения металлов при обогащении руд, а также вопросы сохранения и улучшения использования других природных ресурсов (земель, вод, лесов и т.п.), вопросы восстановления нарушенных горными работами земель и повышения их плодородия.

Темой специальной части дипломного проекта может быть также выполняемая студентом научно-исследовательская работа в студенческом кружке, на кафедре, на производстве, любая другая научная работа, относящаяся к специальности, которой обучается студент.

В горно-механическом разделе даются расчеты по выбору комплексов самоходного оборудования, комплексов для проходческого и очистного забоев и подъема. При этом для одного (основного) подъема дается подробный расчет, а для другого (вспомогательного) — краткий, чтобы их объем не превышал 12—15 стр.

Глубина и обоснованность решений в спецчасти дипломного проекта должны примерно соответствовать таковым в рабочем или типовом проекте. Разработка остальных вопросов горной и горно-механической частей дипломного проекта осуществляется в более общем и сокращенном виде.

В дипломном проекте обычно отсутствует строительная часть. Составляется лишь генплан и укрупненно подсчитывается стоимость промышленных зданий и сооружений по ориентировочно принимаемой строительной кубатуре.

В энергетической части дипломного проекта выбираются источник получения энергии и схема энергоснабжения, трансформаторы, определяется установленная и потребляемая мощность.

Экономическая часть дипломного проекта включает в себя штатное расписание, подсчет фонда зарплаты, калькуляцию себестоимости и вывод основных технико-экономических показателей.

Сметные подсчеты на проходку горных выработок (двух типов) рекомендуется приводить в разделе «Проведение горных выработок» горной части. В экономической части, кроме основных технико-экономических показателей работы рудника, должен найти отражение тот экономический эффект, который был бы получен в результате реализации тех новых технических и технологических решений и рекомендаций, которые предложены студентом в спецчасти.

Обязательна в дипломном проекте сжато изложенная геологическая часть. Она должна содержать: краткую характеристику геологии района и месторождения, сведения о запасах, обоснование оптимального контура и метода отработки месторождения с подсчетом запасов, степень разведанности и перспективности запасов в будущем, данные о вещественном составе руды, ее сортах и технологическом качестве, физико-механических свойствах руд и пород, гидрогеологические сведения, а также данные о способе апробирования руды при эксплуатационной разведке.

Рассматривая фактическое состояние горных работ на руднике (схема вскрытия, системы разработки, механизация работ и т.д.), в горной части особое внимание необходимо обратить на выбор современной технологии с применением самоходного оборудования и вибротехники, определение ее параметров и оптимальных условий применения. Объем пояснительной записки составляет 120—150 стр. (не более) рукописного или набранного на компьютере текста и расчетов с рисунками, графиками и фотографиями. Объем графической части — 10—12 листов. Минимальное число демонстрационных чертежей 10, включая 2—3 листа по геологии месторождения и столько же по его вскрытию и системам разработки.

Дипломные проекты составляются применительно к реальным условиям действующего предприятия на основе материалов производственной и преддипломной практик. В задании на дипломное проектирование могут быть изменены по сравнению с реально действующими: запасы руды, содержание в ней полезных компонентов, глубина распространения рудных тел, состояние горных работ, подготовленность горизонтов и т.д.

На выполнение дипломного проекта выделяется 3,5 месяца (с 2 марта по 28 июня). После завершения и проверки всех частей соответствующими преподавателями дипломный проект защищается перед Государственной аттестационной комиссией. По результатам этой защиты студенту присваивается квалификация горного инженера и ставится та или иная оценка за проект. Высшей оценкой является отлично с отличием, если студент имел ранее отличные оценки по ранее сданным экзаменам по всем предметам (при наличии хороших оценок не более 20 % от общего числа экзаменов) и проект защитил тоже на отлично. К такой оценке в идеале должны стремиться все студенты.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Агошков М.И., Гольдман Е.А., Кривенков А.А.* Экономика горнорудной промышленности. — М.: Недра, 1986. — 264 с.

2. *Агошков М.И., Малахов Г.М.* Подземная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1966. — 663 с.

3. *Арсеньев А.И., Прудовский А.Д.* Внутрикарьерное усреднение железных руд. — М.: Недра, 1980.

4. *Астахов А.С., Каменецкий Л.Е., Чернегов Ю.А.* Экономика горной промышленности. — М.: Недра, 1982.

5. *Бастан П.П., Болошин Н.Н.* Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. — М.: Недра, 1981. — 280 с.

6. *Батугин С.А., Яковлев В.Л.* Закономерности развития горного дела. — Якутск, изд. ЯНЦ СО РАН, 1992. — 114 с.

7. *Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И.* Разработка руд на больших глубинах. — М.: Недра, 1982.

8. *Буханков А.А., Рухманов В.И., Кавтаськин А.А.* Подземный рудосортировочный комплекс // Сб.: Вопросы разработки месторождений Дальнего Востока. — Владивосток, изд. ДВГУ, 1990. — С. 67—69.

9. *Бызов В.Ф.* Усреднительные склады на горно-обогатительных предприятиях. — М.: Недра, 1988. — 213 с.

10. *Бызов В.Ф.* Управление качеством продукции карьеров. — М.: Недра, 1991.

11. *Воронюк А.С.* Особенности комплексного вскрытия рудных месторождений. — М.: Изд. ИПКОН АН СССР, 1986. — 77 с.

12. *Временная* методика определения экономической эффективности затрат в мероприятиях по охране окружающей среды // Сб.: Методы и практика определения эффективности капиталовложений и новой техники. — М.: Наука, 1982. — С. 108—114.

13. *Временные* методические рекомендации по геолого-экономической оценке промышленного значения месторождений твердых полезных ископаемых (кроме угля и горючих сланцев). — М.: Изд. ВИЭМС, 1998. — 26 с.

14. *Временная* типовая методика экономической оценки месторождений полезных ископаемых. — М.: Изд. ГКНТ и Госкомцен СССР, 1979. — 30 с.

15. *Горные* науки: Освоение и сохранение недр / Под ред. К.Н. Трубецкого — М.: Изд-во АГН, 1997. — 478 с.

16. *Галаев Н.З.* Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1990. — 177 с.

17. *Галченко Ю.П.* Особенности комплексного освоения жильных месторождений // Сб.: Актуальные проблемы освоения и использования минерального сырья. — М.: Изд-во МГГИ, 1993.

18. *Голик В.И., Пагиев К.Х., Алборов И.Д.* и др. Теория и практика добычи и переработки руд. — Владикавказ, 1977. — 498 с.

19. *Грачев Ф.Г.* Теория и практика усреднения качества минерального сырья. — М.: Недра, 1983.

20. *Гудков В.М., Васильев А.А., Николаев К.П.* Прогноз и планирование качества полезного ископаемого. — М.: Недра, 1976.

21. *Гурецкий В.М.* Подземная разработка месторождений с неравномерным оруденением. — М.: Недра, 1977. — 160 с.

22. *Дронов Н.В.* Оптимизация горно-экономических параметров рудников. — Фрунзе, 1982. — 280 с.

23. *Единые* правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. — М.: Недра, 1987.

24. *Ершов В.В.* Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. — М.: Недра, 1986. — 126 с.

25. *Зайденварг В.Е., Андреева Е.Е., Аренс В.Ж.* и др. Российское горное законодательство: Документы и комментарии. — М.: Недра, 1996. — 375 с.

26. *Зарайский В.Н., Стрельцов В.Н.* Рациональное использование и охрана недр на горнодобывающих предприятиях. — М.: Недра, 1987.

27. *Зверьков В.И.* Эффективность методов подземной разработки месторождений руд резко различного качества. — Красноярск, изд. КИЦМиЗ, 1976. — 63 с.

28. *Зейнуллин А.А.* Обоснование и разработка технологии подземной добычи с предконцентрацией рудной массы: Автореф. дис. на соиск. уч. степени д-ра техн. наук / Моск. горн. ин-т. — М. — 34 с.

29. *Именитов В.Р.* Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1984.

30. *Инструкция* о порядке представления на утверждение в ГКЗ при Совете Министров СССР технико-экономических обоснований кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых. — М.: Недра, 1976.

31. *Каганович С.Я.* Экономика минерального сырья. — М.: Недра, 1975.

32. *Кавтаськин А.А.* Рудоподготовка. — Владивосток, изд. ДВГУ, 1995. — 148 с.

33. *Кавтаськин А.А.* САПР подземного рудника. — Владивосток, изд. ДВПИ, 1988.

34. *Кавтаськин А.А., Звонарев М.И., Науменко Ю.Д.* Сплошная подэтажная отработка маломощных рудных месторождений по простиранию с применением самоходной техники, закладки и рудоподготовки. — Владивосток, изд. ДВУ, 1991. — 164 с.

35. *Каплунов Д.Р., Блюм Е.А., Болотов Б.Б., Левин В.И., Сергеев В.И.* Развитие подземной добычи при комплексном освоении месторождений. — М.: Наука, 1992. — С. 256.

36. *Каплунов Д.Р., Манилов Н.А.* Стабилизация качества руды при подземной добыче. — М.: Недра, 1983. — 236 с.

37. *Каплунов Д.Р., Ломоносов Г.Г.* Обоснование проектных решений по освоению рудных месторождений в свете экологических проблем // Научно-техническая конференция «Экологические проблемы горного производства». Тез. докл. — М.: Изд. ИАЦГН, 1993, — С. 99—100.

38. *Классификация* запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. — М.: Изд. ВИЭМС, 1982.

39. *Котенко Е.А.* Разработки горно-технологического отдела в условиях конверсии. — М.: 1992. — 40 с.

40. *Куликов В.В.* Совместная разработка месторождений. — М.: Недра, 1980.

41. *Ломоносов Г.Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. — М.: Недра, 1975.

42. *Ломоносов Г.Г.* Управление качеством продукции горного предприятия. — М.: Изд. МГИ, 1984—1985 гг.

43. *Ломоносов Г.Г., Жигалов М.Л.* Основные принципы управления качеством руд на подземных рудниках // Горный журнал. — 1991. — № 2.

44. *Ломоносов Г.Г.* Горная квалиметрия. — М.: Изд-во МГГУ, 2000.

45. *Лобанов Н.Я.* Экономическая оценка месторождений и рациональное использование недр. — Л.: Изд. ЛГУ, 1976. — 151 с.

46. *Малкин А.С., Пучков Л.А. Саламатин А.Г., Еремеев В.М.* Проектирование шахт. — М.: Изд-во АГН, 2000. — 275 с.

47. *Методика* (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. — М.: Изд. ГКНТ, Госплан СССР, АН СССР, Госкомизобретений, 1977.

48. *Методические* основы нормирования показателей использования запасов твердых полезных ископаемых при добыче на предприятиях Киргизской ССР / В.А. Шестаков, М.А. Яковлев, Н.В. Дронов, Г.В. Секисов и др. — Фрунзе, изд. Госгортехнадзор Кирг. ССР, 1971. —73 с.

49. *Методические* указания по экономической оценке систем подземной разработки железорудных месторождений Урала / В.А. Шестаков, Б.И. Шульмин, В.И. Кузнецов и др. — Свердловск, изд. ИГД МЧМ СССР, 1974. — 42 с.

50. *Мельников Н.В.* Проблемы использования природных ресурсов. — М.: Изд. АН СССР, 1976.

51. *Науки* о земле: Состояние, приоритетные направления развития. — М.: Изд. ИПКОН РАН, 1996. — 212 с.

52. *Научные* основы технического перевооружения подземных рудников. — М.: Наука, 1983.

53. *Нестеров П.М.* Экономика природопользования. — М.: Высшая школа, 1984.

54. *Нормы* технологического проектирования горнодобывающих предприятий цветной металлургии с подземным способом разработки. — М.: Изд. Гипроцветмет, 1986.

55. *Нормы* технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. — Л.: Изд. Гипроруда, 1986.

56. *Нормы* технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. — М.: Изд. Центрогипрошахт, 1993.

57. *Охрана* окружающей среды при проектировании и эксплуатации рудников / В.И. Мосинец, В.А. Шестаков, О.К. Авдеев, В.М. Мельниченко. — М.: Недра, 1981.

58. *Отраслевая* инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений Минчермета СССР. — Белгород, изд. ВИОГЕМ, 1975.

59. *Панин И.М., Ковалев И.А.* Задачник по подземной разработке рудных месторождений. — М.: Недра, 1984.

60. *Панфилов Е.И.* Концепция экономически безопасного освоения минеральных сырьевых ресурсов // Научно-техническая конференция «Экологические проблемы горного производства»: Тез. докл. — М.: Изд. ИАЦГН, 1993. — С. 106—110.

61. *Петренко Е.В.* Освоение подземного пространства. — М.: Недра, 1988. — 150 с.

62. *Петросов А.А.* Стратегическое планирование и прогнозирование. — М.: Изд-во МГГУ, 2001. — 372 с.

63. *Певзнер М.Е.* Горное дело и охрана окружающей среды. — М.: Изд-во МГГУ, 2000. — 300 с.

64. *Правила* технической эксплуатации рудников, приисков, шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. — М.: Недра, 1980.

65. *Проектирование* предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник. — М.: Недра, 1991.

66. *Путин В.В.* Минерально-сырьевые ресурсы в стратегии развития Российской экономики // Зап. Санкт-Петербургского гос. горн. ин-та. — 1999. — Т. 144(1). — С. 3—9.

67. *Пучков Л.А.* Развитие исследований по охране окружающей среды в горной промышленности // Научно-техническая конференция «Экологические проблемы горного производства»: Тез. докл. — М.: Изд. ИАЦГН, 1993. — С. 5—6.

68. *Реймерс Н.Ф.* Природопользование. — М.: Мысль, 1990. — 375 с.

69. *Ржевский В.В., Бурчаков А.С.* Вскрытие и отработка месторождения блок-стволами. — М.: Изд. МГИ, 1984. — 54 с.

70. *Сборник* Кодексов Российской Федерации (с изменениями и дополнениями на 1.02.1998 г.). — М.: Истоки, 1998. — 640 с.

71. *Сборник* нормативных материалов по маркшейдерскому и геологическому обеспечению горных работ в угольной отрасли России. — М.: Изд. ИПКОН РАН. 1998. — 783 с.

72. *Сборник* руководящих материалов по охране недр. — М.: Недра, 1987.

73. *Семевский В.Н.* Основы проектирования рудников. — М.: Госгортехиздат, 1968.

74. *Секисов Г.В.* Рациональное использование недр при открытой разработке месторождений. — Фрунзе, изд. ИПИМГ, 1976. — 204 с.

75. *Секисов Г.В.* Повышение качества руд цветных металлов. — Фрунзе, 1989.

76. *Секисов Г.В.* Технологические основы минералоподготовки. — М.: Наука, 1993.

77. *Симаков В.А., Трыкин В.Н.* Экономическая эффективность посортной и валовой добычи руд. — М.: Недра, 1987.

78. *Строительные* нормы и правила. СНиП 11-01—95. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. — М.: Изд. Минстрой России, 1995.

79. *Свод* правил СП 11-101—95. Порядок разработки, согласования, утверждения и состав обоснований инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений. — М.: Изд. Минстрой России, 1995.

80. *Строительство* и техническое перевооружение урановых рудников / Н.И. Чесноков, Л.М. Тормышев, В.П. Назаркин, Г.Г. Андреев и др. — М.: Энергоатомиздат, 1990.

81. *Технико*-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.И. Никаноров, Е.И. Панфилов и др. — М.: Недра, 1974.

82. *Типовая* методика определения экономической эффективности капитальных вложений // Сб.: Методы и практика определения эффективности капитальных вложений и новой техники. — М.: Наука, 1973. — Вып. 33. — С. 12—48.

83. *Типовые* методические указания по оценке экономических последствий потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений // Сб. руководящих материалов по охране недр. — М.: Недра, 1973. — С. 86—126.

84. *Типовые* методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче. — М.: Изд. ВГФ МГ СССР, 1972. — 224 с.

85. *Топоровский А.И.* Экономика обогащения руд цветных металлов. — М.: Недра, 1977. — 165 с.

86. *Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Курский А.Н., Панфилов Е.И.* Горное законодательство России: вчера, сегодня, завтра. — М.: Изд-во АГН, 2000. — 247 с.

87. *Трубецкой К.Н.* Ресурсосберегающие технологии и их роль в экологии и рациональном природопользовании при освоении недр // Научно-техническая конференция «Экологические проблемы горного производства»: Тез. докл. — М.: Изд. ИАЦГН, 1993. — С. 3—4.

88. *Фаткулин А.А.* Оптимизация параметров выемочного участка при взрывной доставке руды. — Владивосток, изд. ДГГУ, 1997.

89. *Харченко В.А.* и др. Рациональное природопользование в горной промышленности. — М.: Изд-во МГГУ, 1998. — 444 с.

90. *Чесноков Н.И., Петросов А.А., Шевченко Б.Ф.,* Разработка месторождений урана системами с твердеющей закладкой. — М.: Энергоатомиздат, 1983.

91. *Чесноков Н.И., Петросов А.А.* Системы разработки месторождений урановых руд. — М.: Атомиздат, 1972. — 344 с.

92. *Шестаков В.А.* Сравнительная оценка и пути совершенствования систем подземной разработки месторождений цветных металлов. — Фрунзе, Илим, 1966. — 256 с.

93. *Шестаков В.А.* Научные основы выбора и экономической оценки систем разработки рудных месторождений. — М.: Недра, 1976. — 272 с.

94. *Шестаков В.А.* Проектирование рудников. — М.: Недра, 1987. — 231 с.

95. *Шестаков В.А.* Рациональное использование недр. — М.: Недра, 1990. — 223 с.

96. *Шестаков В.А.* Проектирование горных предприятий. — М.: Изд-во МГГУ, 1995. — 509 с.

97. *Шестаков В.А., Дронов Н.В., Литовченко Т.В.* Основные принципы оценки схем и параметров вскрытия в новых экономических условиях // Горный информационно-аналитический бюллетень. — М.: Изд-во МГГУ, 1997. — № 2. — С. 173—176.

98. *Шестаков В.А., Калинченко В.М., Литовченко Т.В.* Formation of optimal flows of in the conditions of oredressing plants (odr) of non-ferrous metallyrgy. 2nd Regional APCOM Simposiym on Computer applications and opeuations research in the mineral industries M.R., august 24—28. — М.: Изд-во МГГУ, 1997. — С. 365—366.

99. *Шестаков В.А.* Оптимизация вскрытия и подготовки при подземной добыче руд. — Новочеркасск, изд. ЮРГТУ (НПИ), «Набла», 1999. — С. 128.

100. *Шестаков В.А., Литовченко Т.В.* Экономическая оценка и оптимизация технологических схем подземной добычи руд. — Новочеркасск, изд. ЮРГТУ (НПИ), 2000. — 169 с.

101. *Шестаков В.А.* Управление качеством продукции на горных предприятиях. — Новочеркасск, изд. ЮРГТУ (НПИ), 2001. — 262 с.

102. *Шестаков В.А., Отаров К.М., Каган Г.Ф., Разоренов Ю.И.* Теоретические основы проектирования и совершенствования открыто-подземной и подземной добычи многокомпонентных руд. — Новочеркасск, изд. ЮРГТУ (НПИ), 2001. — 175 с.

103. *Щадов М.И., Артемьев В.Б., Щадов В.М.* и др. Природный потенциал ископаемых углей. Рациональное использование их органического вещества. Части 1 и 2. — М.: Недра коммуникейшнс ЛТД, 2000.

104. *Экономика* горного предприятия / А.С. Астахов, Г.Л. Краснянский, Ю.Н. Малышев, А.Б. Яновский. — М.: Изд-во АГН, 1997. — 352 с.

105. *Экономика* горной промышленности / А.В. Моссаковский, М.А. Ревазов, Ю.А. Маляров и др. — М.: Недра, 1988. — С. 367.

106. *Ястребинский М.А., Гитис Л.Х.* Эффективность инвестиций в горные предприятия: фактор времени и дисконтирование затрат. 2-е изд. — М.: Изд-во МГГУ, 2001. — 88 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ 5

ВВЕДЕНИЕ 7

Глава 1

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ. СТАДИИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ 13

1.1. Документы, регламентирующие проектирование 15

1.2. Объекты проектирования и виды проектной документации. Выбор площадки для строительства 22

1.3. Принципы организации и порядок выполнения проектных работ. Проектные институты 25

1.4. Обоснование инвестиций и бизнес-план строительства и эксплуатации горного предприятия 28

1.5. Технико-экономические обоснования кондиций на минеральное сырье 31

1.6. Задание на проектировние 33

1.7. Содержание проекта 35

1.8. Рабочий проект 42

1.9. Рабочая документация 45

1.10. Сметная документация 48

1.11. Согласование и утверждение проектно-сметной документации 53

Глава 2

МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ РУДНИКОВ 57

2.1. Общие положения 59

2.2. Директивные указания. Метод вариантов. Методы экспериментов. Методы аналогии и логических рассуждений 60

2.3. Методы аналитические и графоаналитические 67
2.4. Методы статистические и вероятностные. Методы прогнозирования. Метод отраслевого баланса 70
2.5. Методы экономико-математического моделирования и принципы создания систем автоматизированного решения задач проектирования 80

Глава 3.

КРИТЕРИИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ. УЧЕТ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ И ВЕРОЯТНОСТНОГО ХАРАКТЕРА ИНФОРМАЦИИ 101

3.1. Общие сведения о критериях оценки 103
3.2. Эффективность капитальных вложений 106
3.3. Приведенные затраты 108
3.4. Прибыль, рентабельность и дифференциальная горная рента 113
3.5. Учет фактора времени 116
3.6. Комплексные критерии 121
3.7. Учет ущерба от горных работ окружающей среде 130
3.8. Учет вероятностного характера информации для расчетов 139
3.9. Учет возможной продажи части продукции за СКВ 149
3.10. Производительность труда и себестоимость добычи 153

Глава 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ ДОБЫВАЕМОЙ РУДНОЙ МАССЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 155

4.1. Общие принципы определения извлекаемой ценности добываемых полезных ископаемых 157
4.2. Факторы, определяющие качество и ценность месторождений полезных ископаемых 160
4.3. Методы определения величины извлекаемой ценности добываемой однокомпонентной рудной массы 173

4.4. Определение извлекаемой ценности многокомпонентных полезных ископаемых 182
4.5. Определение извлекаемой ценности многокомпонентной и разносортной рудной массы 189
4.6. Зависимости извлечения при обогащении от содержания вредных примесей в рудной массе 196
4.7. Особенности определения извлекаемой ценности руд при наличии в них вредных примесей 199
4.8. Определение извлекаемой ценности нерудных полезных ископаемых 203
4.9. Определение извлекаемой ценности добываемого полезного ископаемого с учетом возможности продажи за рубеж 205

Глава 5

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ НА ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ РУДНОЙ МАССЫ И УЩЕРБА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЕ 207

5.1. Определение эксплуатационных затрат на добычу и переработку рудной массы 209
5.2. Определение величины затрат, связанных с влиянием геологоразведочных и горных работ на окружающую среду 215
5.3. Влияние степени разведанности запасов месторождений на величину затрат и ущерба окружающей среде 223
5.4. Влияние полноты, комплексности использования недр и добытого минерального сырья на величину затрат и ущерба окружающей среде 230

Глава 6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИЗВЛЕКАЕМОЙ ЦЕННОСТИ УГЛЕЙ И ЗАТРАТ НА ИХ ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ 235

6.1. Общие принципы оценки качества угольных месторождений и добываемого угля (горной массы) 237
6.2. Экономическая оценка качества добываемых углей 242

6.3. Определение извлекаемой ценности энергетических углей и затрат на их добычу и переработку 245
6.4. Оценка влияния зольности энергетических антрацитов на величину извлекаемой ценности....251
6.5. Определение извлекаемой ценности антрацитов, используемых для производства электродов, и затрат на их производство....257
6.6. Оценка качества коксующихся углей и определение затрат на их добычу и переработку....261
6.7. Оценка качества антрацитов при многоцелевом их использовании и затрат на их добычу и переработку 264

Глава 7

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ....269

7.1. Основополагающие материалы 271
7.2. Данные геологоразведочных работ 273
7.3. Горный и земельный отвод 276
7.4. Формирование исходных технико-экономических показателей....278
7.5. Определение показателей использования недр 283

Глава 8

КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ОПТИМИЗАЦИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ 291

8.1. Основные показатели ценности месторождения....293
8.2. Основы методики комплексной оценки месторождений полезных ископаемых 296
8.3. Установление стоимостной оценки основных и сопутствующих результатов 300
8.4. Учет фактора времени при оценке месторождений....314
8.5. Определение величины основных и сопутствующих затрат с учетом фактора времени....317
8.6. Обоснование кондиций и выбор контура месторождения 323

8.7. Принципы оценки эффективности комплексного освоения недр и других природных ресурсов....333
8.8. Обоснование оптимальной степени разведанности запасов месторождений полезных ископаемых....338

Глава 9

ОБОСНОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКОВ....351

9.1. Факторы, влияющие на выбор производственной мощности рудника 353
9.2. Методики определения производственной мощности рудника по горным возможностям 355
9.3. Определение оптимальной производственной мощности отдельно взятого рудника....369
9.4. Принципы обоснования производственной мощности по совокупности рудников....388
9.5. Определение оптимальной производственной мощности горного предприятия при комплексном освоении недр и вовлечении в эксплуатацию нескольких полезных ископаемых....397
9.6. Учет влияния горных работ на окружающую среду 401
9.7. Принципы вероятностной оценки проектных решений 404
9.8. Оптимизация надежности проектных решений 408
9.9. Экономико-математическая модель поэтапного освоения месторождения....414

Глава 10

СРАВНЕНИЕ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ 419

10.1. Сравнение способов разработки....421
10.2. Учет влияния горных работ на окружающую среду 430
10.3. Анализ методов установления границ открытого и подземного способов разработки....433
10.4. Определение граничного коэффициента вскрыши при совместной открыто-подземной разработке....439

Глава 11

ОПТИМИЗАЦИЯ СХЕМ И ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ ЗАПАСОВ 445

11.1. Факторы, влияющие на выбор способов вскрытия и подготовки. Принципы выбора параметров вскрытия и подготовки 447

11.2. Классификация способов вскрытия и подготовки запасов....454

11.3. Определение основных размеров шахтного поля....467

11.4. Выбор места заложения вскрывающих выработок и определение числа стволов 471

11.5. Обоснование высоты этажа....478

11.6. Обоснование оптимальных схем и способов подготовки горизонтов 491

11.7. Обоснование числа этажей в группе 501

11.8. Установление величины ступени (шага) вскрытия 507

11.9. Определение ущерба от оставления у вскрывающих выработок охранных целиков 514

11.10. Комплексная экономико-математическая модель для выбора способа вскрытия и подготовки с учетом ущерба окружающей среде 517

Глава 12

ОПТИМИЗАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И ТЕХНОЛОГИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ 527

12.1. Важность правильного выбора и сравнения систем разработки 529

12.2. Классификация систем разработки рудных месторождений 534

12.3. Факторы, влияющие на выбор систем разработки 541

12.4. Оптимизация параметров и показателей систем разработки 549

12.5. Оптимизация параметров отбойки и выпуска руды из блоков 554

12.6. Оптимизация схем ведения закладочных работ и качественных показателей материала закладки 563

12.7. Установление оптимального уровня потерь и разубоживания полезных ископаемых 570

12.8. Методики экономической оценки систем разработки рудных месторождений 575

12.9. Теоретические основы экономической оценки систем разработки рудных месторождений с учетом влияния потерь и разубоживания руды 585

12.10. Сравнительная оценка систем разработки при вскрытии запасов разносортных руд с помощью перепускных рудоспусков 592

12.11. Сравнительная оценка систем разработки с учетом разницы в нормативах вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов 602

12.12. Сравнительная оценка систем разработки с учетом стабильности качества добываемой рудной массы 604

12.13. Пример экономической оценки систем разработки 608

12.14. Оптимизация показателей использования недр 611

12.15. Оценка систем разработки угольных месторождений 618

12.16. Оценка влияния технологических схем подготовки и отработки выемочных полей на качество добываемого угля 626

Глава 13

СРАВНЕНИЕ ВАЛОВОГО И РАЗДЕЛЬНОГО МЕТОДОВ ВЫЕМКИ И ПЕРЕРАБОТКИ 635

13.1. Оценка целесообразности выемки забалансовых руд и породных включений 637

13.2. Обоснование целесообразности оставления в недрах некондиционных включений балансовых руд 644

13.3. Сравнительная оценка раздельной выемки руд по сортам....647

13.4. Определение числа шахтных стволов при раздельной добыче многокомпонентных руд по сортам 660

13.5. Оценка эффективности совместной добычи и переработки бедных и богатых руд 665

13.6. Оценка эффективности методов стабилизации качества (усреднения) добываемой рудной массы....668

13.7. Обоснование выемочной мощности при разработке жильных месторождений 676

Глава 14

РАЗРАБОТКА ГОРНО-МЕХАНИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА....683

14.1. Принципы выбора прогрессивных средств механизации горных работ 685

14.2. Проектирование механизации проходческих и очистных работ....688

14.3.Основные принципы проектирования рудничного транспорта, подъема, вентиляции, водоотлива, компрессорного хозяйства, электроснабжения 699

14.4. Автоматизация горных работ 707

Глава 15

ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН РУДНИКА. СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ ПРОЕКТА. ТРЕБОВАНИЯ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ....711

15.1. Принципы оптимизации генерального плана. Внешний транспорт....713

15.2. Рудные склады....719

15.3. Строительная часть проекта. Проект организации строительства 720

15.4.Требования охраны природы. Выбор и оценка способов рекультивации 725

Глава 16

СОСТАВЛЕНИЕ И ОПТИМИЗАЦИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА РУДНИКА 731

16.1. Календарный план рудника и принципы его оптимизации 733

16.2. Определение времени начала работ по вскрытию и подготовке 736

16.3. Определение числа действующих блоков 739

16.4. Нормирование величины вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов....742

16.5. Учет возможности вовлечения в эксплуатацию дополнительных запасов....749

16.6. Принципы оптимизации запасов по степени готовности к выемке 754

Глава 17

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ДОБЫЧИ РАДИОАКТИВНЫХ РУД 757

17.1. Принципы проектирования традиционных технологий добычи радиоактивных руд....759

17.2. Проектирование ресурсосберегающих технологий добычи радиоактивных руд 762

17.3. Направления оптимизации проектов по фактору защиты окружающей среды при добыче радиоактивных руд....766

Глава 18

КРАТКОЕ СОДЕРЖАНИЕ ДИПЛОМНОГО ПРОЕКТА И ТРЕБОВАНИЯ К НЕМУ 773

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ....780

Виктор Александрович Шестаков в 1953 г. с отличием закончил Казахский горно-металлургический институт в Алма-Ате и был направлен на работу в Алтайский горно-металлургический научно-исследовательский институт АН Казахской ССР (г. Усть-Каменогорск). В 1958 г. он защитил кандидатскую диссертацию, после чего был переведен в отдел горного дела и металлургии Института горного дела АН Киргизской ССР.

В 1968 г. в Институте физики Земли АН СССР (Москва) защитил докторскую диссертацию. В течение 1972—1973 гг. — заместитель директора Института горного дела Минчермета СССР (Свердловск). С сентября 1973 г. В.А. Шестаков работает в Новочеркасском политехническом институте (сейчас Южно-Российский государственный технический университет). В настоящее время В.А. Шестаков — заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых».

Доктор технических наук, профессор, заслуженный деятель науки и техники РФ, почетный работник высшей школы, действительный член РАЕН, АГН и МАНЭБ В.А. Шестаков внес большой вклад в развитие научных основ комплексного использования недр, охраны окружающей среды при разработке месторождений, выбора экономической оценки способов и систем разработки, в теорию проектирования горных предприятий, создание новых ресурсосберегающих и экологически чистых технологий подземной и открыто-подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Научные рекомендации В. А. Шестакова по оптимизации использования недр и технологии разработки месторождений были внедрены на многих горных предприятиях Северного Кавказа, Урала, Забайкалья, Сибири, а также Казахстана, Киргизии, Украины, Узбекистана.

В. А. Шестаков — автор более 740 работ, в том числе двух учебников, 12 учебных пособий, 36 монографий, 50 изобретений и патентов, 450 статей. Им написан первый и пока единственный в стране учебник для вузов «Проектирование горных предприятий», который сейчас переиздается в третий раз. Он подготовил 10 докторов и 39 кандидатов наук.

В.А. Шестаков принимал активное участие в работе правительственных комиссий в нашей стране и за рубежом. За плодотворную научно-педагогическую деятельность награжден правительственными наградами, дипломами и грамотами.

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Виктор Александрович **Шестаков**

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Издание 3-е, переработанное и дополненное

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *Л.С. Дмитриева*
Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета *Н.В. Гончарова*
Дизайн серии *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Уробушкина*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 28.04.2003. Формат 70×100/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times».
Печать офсетная. Усл. печ. л. 65,0.
Тираж 2000 экз. Заказ 643

ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
Лицензия на издательскую деятельность ЛР № 062809
Код издательства 5Х7(03)

Отпечатано в ФГУП «Московская типография № 6» Минпечати РФ
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниевые штампы изготовлены в Первой Образцовой типографии

119991 Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6, Издательство МГГУ;
тел. (095) 236-97-80; факс (095) 956-90-40;
тел./факс (095) 737-32-65