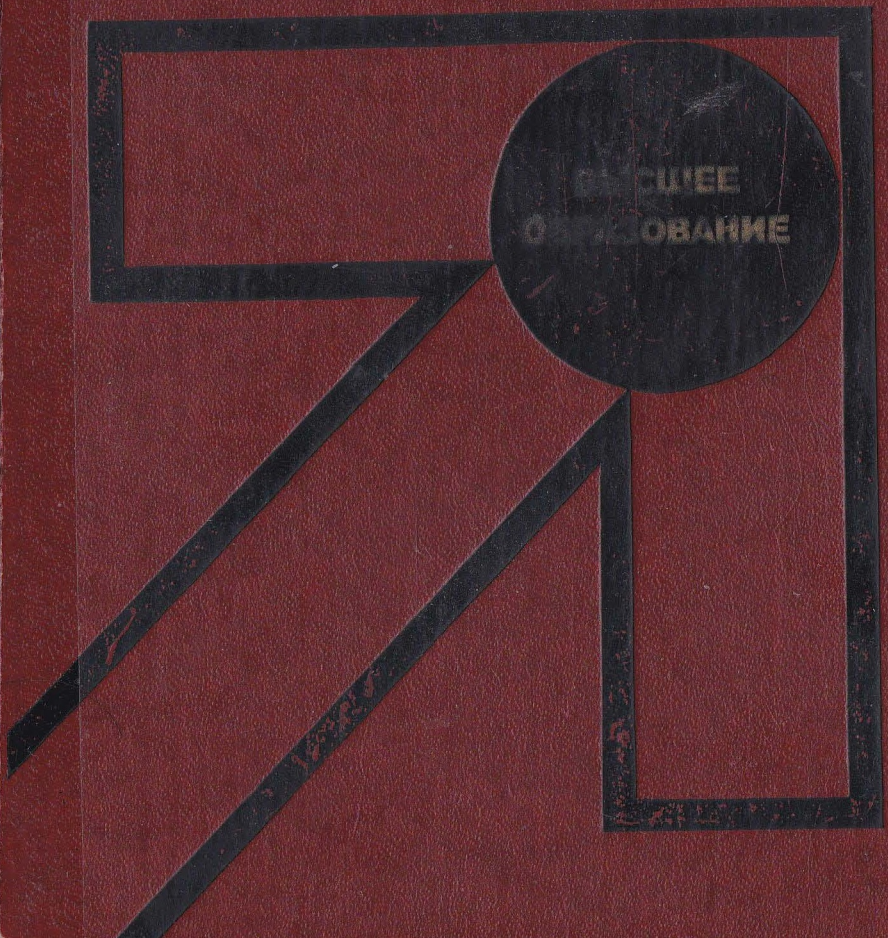
6П1
Х86

В.С.ХОХРЯКОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ



В.С.ХОХРЯКОВ

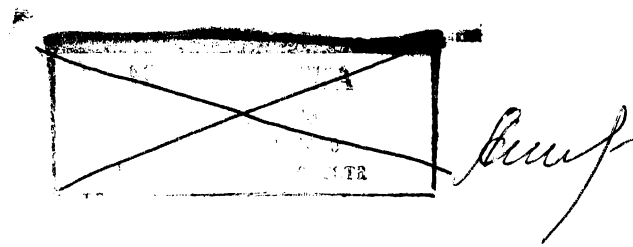
СТРОИТ... ФАКУЛЬТЕТ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

3-е издание,
переработанное и дополненное

Рекомендовано
Комитетом по высшей школе
Миннауки России
в качестве учебника для студентов
высших учебных заведений,
обучающихся по специальности
«Открытые горные работы»

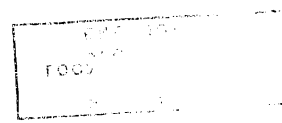
#



МОСКВА "НЕДРА" 1992

ББК 33.1
Х 86
УДК 622.27.012.3.001.63(075.8)

Рецензент проф. В. Ф. Бызов



663744

Хохряков В. С.

Х 86 Проектирование карьеров: Учеб. для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1992. — 383 с.: ил.
ISBN 5-247-01721-8

Приведены организация и методы проектирования открытых горных разработок. Рассмотрены экономические основы оптимизации технических решений в проекте, горно-геометрический анализ карьерных полей, математическое моделирование месторождений и горных разработок, применение ЭВМ и САПР для проектирования горных предприятий. В третьем издании (2-е изд. — 1980) описаны мероприятия по защите окружающей среды.

Для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальности «Открытые горные работы».

$\mathbf{X}\frac{2502010000-218}{043(01)-92}180-92$

ББК 33.1

ISBN 5-247-01721-8

© Издательство «Недра», 1980
© В. С. Хохряков, 1992, с изменениями и дополнениями

Посвящается светлой памяти академика В. В. Ржевского

ПРЕДИСЛОВИЕ

Мировая добыча полезных ископаемых, составляющая в настоящее время около 10 млрд т ежегодно, увеличивается на 4,5—5,5%. В нашей стране преобладающим является открытый способ, которым добывается 85% железных руд, 67% марганцевых руд, более 80% руд цветных металлов и 50% угля. Общая добыча полезных ископаемых открытым способом в стране составляет около 4 млрд т при объеме вскрышных работ более 4 млрд м^3.

Развитие горной промышленности, строительство и реконструкция горных предприятий осуществляются на основе проектов, в которых должны быть найдены оптимальные решения на много лет вперед. Слово «проект» возникло от латинского «proektus», что означает «брошенный вперед», т. е. проект должен представлять собой оптимальную динамичную технико-экономическую модель будущего предприятия.

Горные предприятия в отличие от многих других промышленных объектов и сооружений (металлургических, машиностроительных, химических заводов и др.) являются природно-технологическими комплексами. Параметры и показатели экономической эффективности горных предприятий определяются для данного уровня техники в основном природными факторами (строением и размерами месторождений, рельефом местности, гидрогеологическими условиями и др.) и допустимым воздействием предприятий на окружающую среду. В отличие от других природно-технологических комплексов (гидроэлектростанции, транспортные коммуникации и др.) карьеры являются динамичными объектами, развивающимися в течение нескольких десятилетий во времени и пространстве. Вследствие этого ежегодно изменяются размеры карьеров, длина транспортных коммуникаций и горно-геологические условия, а также перемещаются в пространстве рабочие места. Оптимизация проектов карьеров осложняется большой разнородностью определяющих факторов (природные, технические, экономические и социальные), вероятностным характером их воздействия, высокой степенью неопределенности и недостаточной изученностью ряда факторов к началу проектирования.

Качество проектов карьеров и прежде всего степень оптимизации и достоверности проектных решений оказывают значительное влияние на эффективность горного производства, рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и охра-

ну окружающей среды. Поэтому проектирование карьеров особенно в условиях сложно-структурных многокомпонентных месторождений является трудоемкой технико-экономической задачей, правильное решение которой требует не только большой эрудиции и глубоких знаний, но и творческого подхода, основанного на применении электронной вычислительной техники и экономико-математических методов.

Данный учебник завершает цикл специальных дисциплин для подготовки горных инженеров и является продолжением фундаментальных курсов, изложенных в учебниках В. В. Ржевского «Открытые горные работы». Третье издание учебника существенно переработано, что вызвано новыми требованиями к проектированию (в вопросах применения САПР, оптимизации и достоверности технико-экономических задач, математического моделирования, оценки экономической эффективности технических решений, рационального использования природных ресурсов и охраны окружающей среды), а также достижениями в теории открытой разработки, в методике и средствах проектирования (прогрессирующее применение ЭВМ).

Большую помощь при подготовке рукописи к изданию оказали сотрудники кафедры «Разработка месторождений открытым способом» Уральского горного института, которым автор приносит глубокую благодарность.

В создании книги принимали участие доц. С. В. Корнилков (разд. 11), В. Г. Симонов (разд. 13), канд. техн. наук И. Н. Сандригайло (разд. 2.9, 5.6, 12), ст. преп. В. Л. Беляев (разд. 11.8, 11.9), канд. техн. наук В. А. Андрейчик (разд. 12.5).

1. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

1.1. РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Основы теории проектирования горных предприятий с применением математических методов были заложены в трудах профессоров Б. И. Бокия, А. А. Скочинского, М. М. Протодьяконова, А. М. Терпигорева, Л. Д. Шевякова (конец XIX — начало XX в.). Большую роль в организации проектирования горных предприятий сыграла фундаментальная монография «Аналитический курс горного искусства. Проектирование рудников», опубликованная в 1929 г. на базе статей Б. И. Бокия.

Первые работы по теории проектирования карьеров относятся к 1928—1933 гг., когда железорудные карьеры Кривбасса достигли предельной для тех условий глубины 80—115 м и остро встал вопрос о переходе на подземный способ разработки. В этот период были опубликованы статьи ряда горных инженеров (М. И. Губермана, С. И. Пилявского, А. И. Стешенко, И. А. Кузнецова, В. С. Бондаря, А. А. Штединга и др.), в которых было положено начало аналитическим методам определения границ карьеров и изучению факторов, влияющих на эффективность открытой разработки.

Развитие теории проектирования открытых разработок в 40—50-х годах связано с именами профессоров П. И. Городецкого, Е. Ф. Шешко, Н. А. Старикова, П. Э. Зуркова, А. С. Фиделева, А. В. Бричкина, Б. П. Боголюбова и др.

Книга проф. П. И. Городецкого, вышедшая в 1949 г., была первым учебником по курсу «Основы проектирования». Она содержала не только систематизированное изложение основных вопросов по этой дисциплине, но и впервые обобщила методику и опыт проектирования горнорудных предприятий в нашей стране. Заложенные в ней методические основы технико-экономического анализа при решении таких задач, как обоснование производительности горного предприятия, выбор способа разработки, определение границ между открытыми и подземными работами, оценка и учет потерь и разубоживания, и сейчас не потеряли своего значения.

Дальнейшее развитие теории проектирования открытых разработок в нашей стране, тесно связанное с практикой проектирования, строительства и работы карьеров, определялось бурным развитием открытого способа разработки. Новые проблемы и задачи, новые методы и приемы их решения возникали и

возникают не в результате случайного открытия, а как ответ на насущные требования практики и как следствие изучения и обобщения достижений и недостатков в практике проектирования и производства открытых горных работ. Большим вкладом в методику и организацию проектирования карьеров послужили труды акад. Н. В. Мельникова, в которых на протяжении более трех десятилетий анализировались и обобщались достижения открытых горных работ, формулировались проблемы их развития.

Если ранее вопросы проектирования карьеров занимали в общей методологии проектирования горных предприятий небольшой раздел, то в 50—60-е годы создается самостоятельная теория проектирования карьеров, возникают и активно работают научные школы Н. В. Мельникова, П. Э. Зуркова, М. Г. Новожилова, В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева и др. В трудах В. П. Аксенова, Ю. И. Анистратова, В. Г. Близнюкова, М. В. Васильева, Ф. Г. Грачева, В. А. Галкина, Г. Г. Ломоносова, Н. Н. Мельникова, С. И. Попова, В. И. Прокопенко, Н. Я. Репина, И. И. Русского, Б. А. Симкина, И. Б. Табакмана, Б. Н. Тартаковского, П. И. Томакова, Г. Л. Фисенко, Г. А. Холоднякова, Г. А. Шапаря, В. А. Щелканова, В. Л. Яковлева и других ученых дан анализ и обобщен опыт проектирования, строительства и реконструкции карьеров, приведены научное обоснование и методики решения многих проблем открытой разработки месторождения.

Переломный момент в развитии методов проектирования карьеров наступил в конце 50-х — начале 60-х годов после появления трудов В. В. Ржевского и А. И. Арсентьева, в которых были даны основы горно-геометрического анализа месторождений, а также работ В. С. Хохрякова и А. С. Астахова, в которых были разработаны методы экономической оценки технических решений с учетом фактора времени. Эти труды заложили основы динамического поэтапного проектирования горных предприятий, при котором карьер рассматривается как природно-технологический объект, развивающийся в пространстве и в течение длительного времени.

В отличие от статического подхода, при котором результаты проектирования определялись для одного основного момента оценки — так называемого расчетного года, при динамическом подходе необходимы многократные расчеты параметров, объемов работ, затрат и доходов для множества моментов, по возможности для каждого периода или даже для каждого года всего срока разработки месторождения. Исходные данные при этом также должны быть представлены в виде динамического ряда. Динамический подход обычно предусматривает разделение проектируемого карьера на временные и пространственные этапы с перспективными и промежуточными контурами, раз-

личные детальность и погрешность расчетов для разных этапов, включение в проект предполагаемых в будущем реконструкций, периодическую замену горнотранспортного оборудования, переоценку запасов полезного ископаемого и кондиций, необходимость дополнительных капвложений на поддержание производственной мощности в связи с углубкой карьера, пересмотр и корректировку первоначальных решений по границам карьера, размещению отвалов, охране окружающей среды и т. д.

Приемы динамического поэтапного проектирования начали появляться и складываться в 50—60-е годы в Уралгипроруде, Гипроцветмете, Унипромеди, Казгипроцветмете, Уралгипрошахте, Гипроруде, Южгипроруде под влиянием практики проектирования и работы глубоких карьеров. Затем они были обобщены и нашли отражение в учебниках, монографиях, нормах проектирования и правилах технической эксплуатации. Динамический подход позволяет не только повысить достоверность и глубину решения задач проекта, но и находить методы для решения задач, которые раньше оставались за рамками проекта (например, задачи обоснования перспективных и промежуточных границ карьеров, комплексной оценки влияния горного производства на окружающую среду, определения рационального направления развития горных работ в карьере и др.).

Динамический подход требует производства большого числа расчетных операций и при обычных способах расчетов намного повышает трудоемкость проектирования. Поэтому широкая разработка динамических методов и их практическая реализация усилилась лишь в 80-х годах вместе с применением ЭВМ в практике проектирования и планирования горных работ.

Новый этап в совершенствовании методов проектирования, начавшийся в конце 70-х — начале 80-х годов, был вызван оснащением проектных организаций вычислительной техникой и созданием систем автоматизированного проектирования (САПР).

В современных условиях не только возросли размеры горных предприятий и капитальных затрат на их строительство или реконструкцию, но и требования к оптимальности и достоверности проектных решений. Кроме того, резко усилились экологические ограничения и требования, повысилась динамичность всего народного хозяйства, исходных экономических показателей и, прежде всего, цен на оборудование и материалы. В этих условиях упрощенные технико-экономические расчеты, основанные на традиционных представлениях и качественных оценках, оказываются не только малоэффективными, но все чаще приводят к ошибочным решениям и при их реализации в производстве — к значительному экономическому ущербу и к сильному негативному воздействию на окружающую среду. Только применение новейшей вычислительной техники, мощ-

ных ЭВМ, персональных компьютеров, дигитайзеров, графопостроителей и созданных на этой технической базе автоматизированных систем проектирования, автоматизированных банков данных позволяет в современных условиях при проектировании горных предприятий находить в короткие сроки обоснованные, достоверные оптимальные проектные решения и быстро выпускать проектную документацию высокого качества.

Первые работы в этом направлении начались в 1975 г. в горных вузах в рамках программы САПР. Они имели целью разработку научно-методических основ математического и информационного обеспечения САПР, ряда пакетов прикладных программ для проектирования открытой разработки сложноструктурных многокомпонентных месторождений и подготовку кадров для создания и внедрения САПР в горной промышленности. В 80-х годах работы по применению ЭВМ для проектирования горных предприятий развернулись также в ряде академических и отраслевых научно-исследовательских и проектных институтов.

1.2. НАЗНАЧЕНИЕ ПРОЕКТА КАРЬЕРА И ВИДЫ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ

Согласно «Единым правилам безопасности при разработке месторождений открытым способом» каждый карьер должен иметь утвержденный проект разработки. Проект является официальным документом, который разрабатывается в соответствии с определенными нормами и правилами. Проект карьера, официально называемый «проектом строительства или реконструкции горнодобывающего предприятия с открытым способом разработки», предназначен для использования в следующих целях:

министерством и другими директивными и планирующими ведомствами для обоснования решения о строительстве карьера;

банком, строительными и другими организациями, а также дирекцией строящегося карьера для выполнения операций по финансированию строительства;

дирекцией строящегося карьера для организации строительства карьера;

дирекцией действующего карьера для организации и финансирования эксплуатационных работ.

В соответствии с этим в проекте карьера решаются следующие задачи:

выявляются техническая возможность, экономическая целесообразность и экологическая допустимость строительства или реконструкции предприятия;

устанавливаются наилучшие организационно-технические решения по организации и ведению строительства карьера с

заданными характеристиками в кратчайший срок при минимальных затратах;

устанавливаются наилучшие технические решения по безопасной разработке месторождения с максимальным экономическим эффектом и с допустимым воздействием на окружающую среду.

Таким образом, назначение проекта карьера состоит в том, чтобы выявить оптимальные организационно-технические решения по строительству или реконструкции карьера и эксплуатации месторождения, реализация которых обеспечит максимальный экономический эффект.

Основными видами проектной документации являются:

обоснование целесообразности предварительной разведки месторождения;

проект кондиций;

проект детальной разведки;

технико-экономическое обоснование строительства или реконструкции объекта;

задание на проектирование;

технорабочий проект строительства или реконструкции;

технический проект;

рабочие чертежи;

сводные и локальные сметы.

Кроме того, в зависимости от назначения проекта разрабатываются другие виды проектной документации: проект организации строительства, проект земельного отвода, паспорт проекта, различные сметно-финансовые расчеты, различные локальные проекты отдельных объектов и работ и т. д.

Процесс проектирования горного предприятия начинается во время разведки месторождения.

На начальных стадиях разведочных работ выполняется обоснование целесообразности предварительной, а затем детальной геологических разведок.

На основе данных предварительной геологической разведки составляется проект кондиций, т. е. технико-экономическое обоснование кондиций на полезное ископаемое конкретного месторождения. Кондиции на минеральное сырье представляют собой совокупность требований к качеству полезного ископаемого и к горно-геологическим условиям, соблюдение которых при оконтуривании карьера и подсчете запасов позволяет правильно разделить запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению на балансовые и забалансовые.

Одновременно разрабатывается проект детальной разведки месторождения, который служит основанием для финансирования детальных геологоразведочных работ и лабораторных испытаний для определения физико-механических свойств горных пород. На основе отчета о детальной разведке производится

утверждение запасов в Государственной комиссии по запасам (ГКЗ). После этого запасы данного месторождения поступают на баланс геологического фонда и являются пригодными для промышленного освоения.

Технико-экономическое обоснование (ТЭО) целесообразности строительства или реконструкции предприятия и *задание на проектирование* являются первыми проектными документами начального периода промышленного освоения месторождения.

В ТЭО укрупненно решаются основные задачи проекта, дается экономическая оценка основных возможных вариантов техники, технологии, сроков и параметров развития горных работ, устанавливается техническая возможность и экономическая целесообразность разработки месторождений и делается заключение о целесообразности проектирования. ТЭО является комплексным документом, в котором проектные решения принимаются на основе укрупненных расчетов, носят принципиальный характер, но охватывают все стороны объекта проектирования. ТЭО обычно оформляется в виде краткой пояснительной записки.

При составлении ТЭО выбирается площадка для строительства, выявляется необходимость и объем инженерных изысканий на площадке, а также доразведки месторождения, проведения научно-исследовательских работ. В ТЭО намечается величина капитальных вложений, устанавливается объем работ по строительству подъездных путей, линий электропередачи, инженерных сетей и прорабатываются все основные вопросы задания на проектирование.

Задание на проектирование (утверждается той же инстанцией, которая утверждает проект) является основным исходным документом, обязательным для всех организаций, принимающих участие в проектировании данного объекта. В нем приводятся следующие сведения:

основание для проектирования;

стадийность проектирования;

местоположения объекта;

сведения о потребителях продукции и их требования к качеству, график потребления по годам;

производительность предприятия, качество продукции;

срок строительства и очередность ввода объектов;

капитальные затраты и норма рентабельности, а также ориентировочные себестоимость продукции и производительность труда.

Основные источники снабжения энергией, водой, топливом, производственные связи и сведения о возможной и необходимой хозяйственной кооперации;

рекомендации об использовании оборудования;

варианты, подлежащие разработке в проекте, требования по защите окружающей среды и утилизации отходов производства.

На основании утвержденных ТЭО и задания на проектирование осуществляется собственно проектирование, которое ведется в одну стадию (технорабочий проект) или в две (технический проект, а затем рабочие чертежи).

Одностадийное проектирование, при котором на основе утвержденного ТЭО выполняется *технорабочий проект*, применяется при несложных геологических и технических условиях. В технорабочем проекте технические, экономические расчеты и рабочие чертежи выполняются совместно.

При строительстве крупных и сложных промышленных объектов и в сложных горно-геологических условиях применяется *двухстадийное проектирование.* Вначале выполняется *технический проект* (1-я стадия), а затем после его утверждения — *рабочие чертежи* (2-я стадия).

На стадии «технического проекта» выполняются детальные расчеты для выбранного в ТЭО варианта, а на стадии «рабочих чертежей» осуществляется детализация и корректировка проектных решений по отдельным объектам и сооружениям. Как технорабочий, так и технический проекты завершаются детальными сметно-финансовыми расчетами, в которых определяются капитальные затраты на строительство или реконструкцию и технико-экономические показатели проекта.

Рабочие чертежи выполняются по техническим характеристикам утвержденного и заказанного оборудования. По горной части рабочие чертежи выполняются на горно-капитальные работы. Они включают план горных работ и поперечные сечения карьера, слоевые планы с разбивкой объемов по годам и способам работ и с качественными показателями по добываемым сортам руд и видам горной массы, детальные планы и профили траншей, съездов и др. Проектная документация на стадии рабочих чертежей выполняется в виде комплектов чертежей с приложениями (в необходимых случаях с пояснительной запиской). Рабочие чертежи являются завершающей стадией проектирования. По рабочим чертежам выполняются все виды строительных работ.

Паспорт технического проекта содержит в сжатом виде все основные результаты проекта, а также краткую характеристику исходных данных, современного состояния карьера и перспектив развития.

Завершенный проект карьера оформляется в пяти комплектах. Каждый экземпляр включает чертежи, пояснительную записку к ним, смету, паспорт проекта и различные приложения, включающие исходные положения, задание на проектирование, справку на утверждение запасов, документы о согласо-

вании и утверждении проектных решений и др. Чертежи изготовляются в нескольких экземплярах в виде свето- и фотокопий черно-белого цвета. В связи с этим в оригиналах, изготовляемых конструктором-проектировщиком, как правило, не допускаются различные цвета. Чертежи изготовляются в соответствии с действующими правилами черчения и снабжаются штампом, в котором указываются номер чертежа, фамилия исполнителя, наименование объекта. Пояснительная записка должна быть напечатана на пишущей машинке. На титульном листе указываются объект проекта, проектирующая организация, дата выпуска. В записке приводятся также список лиц, принимавших участие в проектировании, и перечень чертежей. Записка должна быть составлена кратко (без изложения второстепенных вопросов), ясно. В ней приводятся лишь расчетные предпосылки и результаты расчетов, а сами детальные расчеты остаются в архиве проектного института.

Общий объем технического проекта карьера различен в зависимости от горно-геологических условий. Для карьеров черной металлургии он обычно содержит пояснительную записку общим объемом в 1400—2500 страниц и 180—330 листов чертежей.

Например, состав проекта реконструкции карьеров комбината «Ураласбест», выполненный Уралгипрошахтом, следующий: книг — 53, чертежей 697, смет 3028.

Затраты на проектирование определяются суммой, равной 2—5% стоимости строительства предприятия.

1.3. СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА КАРЬЕРА

Содержание и порядок изложения частей проекта карьера могут быть различными в зависимости от горнотехнических условий и ведомственной принадлежности карьера. Обычно проект горного предприятия состоит из введения и 9—12 частей: геологической, горной (технологической), горно-механической, обогатительной, энергетической, строительной, транспортной, экономической, сметной охраны среды, организации строительства.

Наиболее распространенные порядок изложения и содержание отдельных разделов проектного задания следующие:

I. *Введение и технико-экономическая справка.* Во введении отмечаются особенности геологических и климатических условий, особые требования к качеству полезного ископаемого, указания заказчика и другие особенности, определяющие методику проектирования и принимаемые решения или вызывающие отклонения от нормальных положений. Технико-экономическая справка представляет собой краткий конспект основных частей проекта, которая излагается во введении или в виде отдельной пояснительной записки (паспорта).

В технико-экономической справке обязательно приводятся следующие сведения:

обоснование необходимости строительства карьера, краткая характеристика параметров карьера, требования к товарной продукции и показатели его производительности в динамике по годам;

сведения о моделях и числе единиц основного горнотранспортного оборудования;

основные технико-экономические показатели и их оценка (численность трудящихся и производительность их труда, себестоимость продукции, рентабельность и прибыль);

данные о капитальных затратах в динамике и об экономической эффективности строительства.

II. *Геологическая часть* включает характеристику района и месторождения, климат и орографию района, геологическую и гидрогеологическую характеристику месторождения и вмещающих пород. Сюда входят следующие показатели:

число и наименование участков месторождения и рудных тел, их форма и размеры (глубина оруденения, горизонтальная мощность, длина по простиранию, угол падения);

характеристика вмещающих и покрывающих пород, мощность покрывающих пород, их структура, агрохимические свойства отдельных видов пустых пород и их пригодность для рекультивации;

типы и технологические сорта руд;

плотность, коэффициент крепости, коэффициент разрыхления руды (по типам и сортам) и пустых пород, естественная влажность руды;

число и мощность водоносных горизонтов, коэффициент фильтрации, напор по горизонтам, приток атмосферных и подземных вод в выработке;

качественная характеристика полезного ископаемого и возможность комплексного использования его и вмещающих пород, типы и сорта руд, кондиции на руду;

физико-механические свойства полезного ископаемого и пород;

запасы полезного ископаемого, утвержденные ГКЗ, степень разведанности месторождения, перспективы прироста запасов.

III. *Горная (технологическая часть)* содержит следующие сведения:

обоснование перспективных и промежуточных контуров карьера на крупных месторождениях, раскройку карьерных полей, выделение этапов разработки;

подсчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера, залежах, геологических блоках, в эксплуатационных участках (на наклонных и крутых месторождениях

запасы и объемы подсчитываются по горизонтальным слоям);

запасы плодородных и полуплодородных почв;

основные положения по организации работ (календарный режим, общая схема комплексной механизации, типы бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и отвального оборудования, характеристика товарной продукции);

обоснование производительности карьера, годовые объемы вскрыши, срок службы карьера, продолжительность периода освоения проектной производительности, начало разработки второго этапа и др.;

буровзрывные работы (обоснование модели бурового станка и типа ВВ, расчет параметров буровзрывных работ, число буровых станков и другого оборудования);

экскаваторные (выемочно-погрузочные) работы (обоснование типов добычных и вскрышных экскаваторов, расчет их числа и производительности, расчет параметров экскаваторных забоев);

внутрикарьерный транспорт, т. е. транспорт от забоев до отвалов, дробильно-обогатительных фабрик, бункеров (обоснование видов транспорта и транспортного оборудования, определение числа его единиц и производительности, расчет параметров железных и автомобильных дорог и др.);

отвалообразование (обоснование способа отвалообразования, расчет параметров отвалов и числа единиц отвального оборудования, обоснование местоположения отвалов, выбор способа рекультивации земель, нарушенных горными работами);

механизация вспомогательных процессов и доставка материалов в карьер;

проведение траншей (обоснование способа проведения траншей, расчет параметров траншей, определение скорости понижения горных работ, расчет объемов подготовительных работ);

вскрытие (обоснование способа вскрытия и его характеристика, обоснование места ввода трассы в карьер и заложения пионерных траншей, определение объема горно-капитальных работ и продолжительности их выполнения, динамика вскрытия карьера по мере отработки месторождения);

система разработки (обоснование и характеристика системы разработки, высота уступа, ширина заходки и рабочей площадки, угол откоса рабочего борта, схема подготовки новых горизонтов, готовые к выемке запасы, рациональные условия и способы валовой и селективной выемки полезного ископаемого);

календарный план разработки (порядок отработки месторождения, распределение добычи полезного ископаемого и содержания полезных компонентов и объемов вскрыши во времени и пространстве по годам и горизонтам); на первые 5—7 лет дается детальный календарный план с ежегодным распределе-

нием, а в последующий период — приближенный план на каждые 5 лет, для более поздних периодов (на 20—25 лет) — перспективные наметки;

дренаж и водоотлив (способы защиты карьера от поверхностных вод, дренаж подземных вод, водоотлив);

способы хранения и доставки ВМ в карьер;

мероприятия по обеспечению безопасности работ в карьере (мероприятия против затопления, обвалов, снежных заносов и лавин);

вентиляция карьера, борьба с пылью, пожарами, вредными газами;

меры безопасности при совместном производстве открытых и подземных работ (по предупреждению и локализации оползней и др.);

промсанитария и перевозки рабочих (снабжение питьевой водой, медпункты, доставка людей на объекты работ, пункты обогрева, защита от солнца, ветра) и др.

IV. *Горно-механическая часть* (водоотливные, компрессорные, вентиляционные и подъемные установки, магистральные конвейеры, экскаваторы; организация ремонтных работ и снабжение запасными частями).

V. *Обогатительные и дробильно-сортировочные установки,* перегрузочные бункера, аварийные склады полезного ископаемого, контроль за качеством товарной продукции.

VI. *Энергетическая часть* (электро- и теплоснабжение, линии электропередачи и теплосети, шламовое и осветительное оборудование).

VII. *Строительная часть* (промышленные здания и сооружения на поверхности).

VIII. *Генеральный план и транспорт* (размещение зданий и сооружений на промплощадке, трассировка путей сообщения, линий электропередачи и различных сетей, внешний транспорт, ситуационный план).

IX. *Охрана окружающей среды.* В этот раздел входят расчеты, устанавливающие размеры и формы негативного воздействия объектов горного предприятия на атмосферу, воду, землю и другие компоненты окружающей среды, проектирование мероприятий по охране окружающей среды, ликвидации и снижению уровня негативного воздействия до установленных ограничений и другие вопросы.

X. *Экономическая часть* (расчет и анализ технико-экономических показателей, расчет прибыли и рентабельности предприятия, обоснование экономической эффективности принятых решений). Перечень технико-экономических показателей зависит от отрасли промышленности, сложности и условий объекта. Например, для железорудных карьеров основными являются следующие технико-экономические показатели.

1. Годовая производительность карьера по горной массе, сырой руде и концентрату.

2. Срок строительства карьера до момента достижения проектной производительности.

3. Срок существования карьера (в том числе срок существования первой очереди).

4. Капитальные затраты на промышленное строительство (без затрат на внешние объекты).

5. Удельные капитальные затраты (на 1 т сырой руды или горной массы) на промышленное строительство.

6. Годовые эксплуатационные затраты в расчетном году.

7. Списочная численность трудящихся.

8. Сменная производительность труда трудящихся по сырой руде и горной массе.

9. Себестоимость сырой руды.

10. Затраты на 1 м^3 вскрыши.

11. Рентабельность.

12. Прибыль.

Проектные технико-экономические показатели должны быть подвергнуты анализу и оценке путем сравнения с нормативными предельно допустимыми отраслевыми показателями и с показателями, достигнутыми на передовых предприятиях в аналогичных условиях.

XI. *Сметная часть* (сводный сметно-финансовый расчет стоимости строительства карьера, материалы, обосновывающие затраты по сводному сметно-финансовому расчету; сметно-финансовые расчеты на отдельные виды работ, приобретение и монтаж оборудования; единые расценки на отдельные виды работ; калькуляция стоимости материалов и изделий; сметы и расчеты строительства проектных, изыскательских работ и др.). Сводная смета после утверждения служит основанием для финансирования строительства.

XII. *Проект организации строительства карьера* (начало и общий срок строительства, капитальные затраты и их распределение по годам, календарный план строительства; организация строительных работ, способы подготовки площадки, строительства дорог и коммуникаций; горно-капитальные работы).

Дипломный проект, выполняемый студентами, отличается от промышленного не только порядком изложения разделов и меньшим объемом, но также детальностью решения отдельных вопросов. Содержание дипломного проекта определяется учебной программой. Детальность решения различных частей в дипломном проекте различна. Наиболее глубокой проработке подвергается горная часть, в которой детально прорабатывается один из разделов (например, обоснование производительности карьера, выбор рационального вида транспорта). В остальных частях даются лишь принципиальные решения. В конце дип-

ломного проекта сравниваются основные технико-экономические показатели с наилучшими аналогичными показателями в сопоставимых условиях и с учетом прогноза.

1.4. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА «ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ» В ПРОЕКТАХ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

При проектировании карьера на стадии ТЭО выполняется «Оценка воздействия на окружающую среду», где рассматриваются экологические последствия реализации сравниваемых технико-экономических решений.

В рабочих проектах содержится раздел «Охрана окружающей природной среды», который, наряду с оценкой воздействия на окружающую среду, включает технические решения по предотвращению или сокращению негативных экологических последствий горных работ и экономические оценки соответствующих технологических (технических) мероприятий.

Раздел «Охрана окружающей среды», как правило, состоит из нескольких взаимосвязанных подразделов: «Охрана атмосферного воздуха от загрязнения», «Охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения и истощения», «Рекультивация нарушенных земель», «Защита от шума и электромагнитных волн» и ряда других.

Состав и содержание раздела изменяются и уточняются, исходя из специфики проектируемого предприятия, геологических особенностей месторождения, его географического положения и других факторов, определяемых в каждом конкретном случае на стадии ТЭО при проведении оценки воздействия на окружающую среду. В результате осуществления принятых проектных решений должны быть обеспечены нормальные санитарно-гигиенические условия работы и жизни населения, проживающего в районе размещения предприятия.

При составлении раздела проекта необходимо: привести характеристики состояния природной среды до строительства проектируемого предприятия; выявить производственные факторы, влияющие на окружающую среду; разработать мероприятия, снижающие негативные последствия строительства и эксплуатации объекта; составить прогноз возможных изменений в прилегающем районе под воздействием строительства и эксплуатации горного предприятия, его отдельных объектов и производств.

Следует привести характеристики состояния компонентов окружающей среды, на которые оказывает отрицательное (или нарушающее) воздействие проектируемое предприятие. При этом необходимо указывать источники, местоположение, состав, концентрацию загрязняющих веществ, их распределение и тенденцию изменения во времени и пространстве в пределах зоны

(зон) влияния проектируемого горного предприятия на окружающую среду.

В результате негативного воздействия горного предприятия на окружающую среду происходит ухудшение качества, нарушение и отчуждение земель, изменение качественного состава и целостности недр, загрязнение и истощение подземных и поверхностных вод, нарушение гидробаланса в районе разработки месторождения, загрязнения атмосферы (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Направления и характер воздействия отдельных объектов горного предприятия на природную среду

Производственные объекты	Основные направления воздействия			
	Атмосфера	Земли	Водные ресурсы	Гидрологический режим
Карьер, рудник	Загрязнение пылью, газами	Отчуждение земель из сельско- и лесохозяйственного использования, нарушение земель и рельефа, уничтожение плодородных почв	Сброс загрязненных дренажных вод, часто с повышенной кислотностью	Нарушение гидрологического режима прилегающего района, образование обширной депрессионной воронки
Отвал	Загрязнение пылью в результате ветровой эрозии, газами	Отчуждение земель из хозяйственного использования, загрязнение их сдуваемой пылью	Сток дренажных вод, вымывающих токсичные вещества из глубинных пород	Локальное заболачивание или усыхание территории
Обогатительная фабрика и аглофабрика	Выбросы CO, SO_2, пыли и др.	Отчуждение земель	Сброс вод, содержащих взвешенные вещества, химические реагенты процессов обогащения	Изменение гидрологического режима шламоотстойниками
Шламохранилища	Интенсивное пылевыделение в результате ветровой эрозии поверхности шламохранилища	Отчуждение земель из хозяйственного использования	Сброс дренажных вод с высоким содержанием взвешенных частиц химических веществ	Локальное заболачивание прилегающих территорий, ухудшение гидрологического режима
Промплощадка	Пылегазовые выбросы котельных, ТЭЦ, дробильных установок	Отчуждение земель	Сброс промышленных стоков, содержащих смазочные вещества, нефтепродукты и др.	

Ухудшение качества земель происходит в результате геохимического загрязнения почв, подтопления или осушения территорий вследствие нарушения гидробаланса. Загрязнение поверхностных и подземных вод — результат сброса дренажных вод из горных выработок, промышленных стоков промплощадок, обогатительных фабрик и др. Во многих случаях наблюдается также геохимическое загрязнение водных источников через почву и атмосферу. Причинами нарушения или отчуждения земель из хозяйственного использования являются ведение горных работ, складирование различных продуктов горного производства, прокладка трасс, коммуникаций. Осушение месторождений зачастую способствует образованию депрессионной воронки, захватывающей обширные территории, на которых нарушается режим подземного стока и почвенных вод. Складирование жидких отходов обогащения, напротив, может привести к подтоплению территорий, прилегающих к шламохранилищу.

Источник загрязнения атмосферы — пыль и газы, выделяющиеся из горных выработок в результате ведения буровзрывных, выемочно-погрузочных работ, отвалообразования. Существенными источниками пылеобразования являются поверхности отвалов и шламохранилищ. Пыль и газы выделяют обогатительные фабрики.

Разделение источников влияния на природную среду в горном производстве может быть сделано:

а) по направлениям воздействия на природные ресурсы (на землю, недра, воду, атмосферу, гидробаланс);

б) по типу воздействия (механическое, физико-механическое, геохимическое, биологическое, экологическое и т. п.).

Основой для такого разделения служит именно воздействие отдельных промышленных объектов природно-технологической системы на качественно различные элементы окружающей среды — землю, недра, атмосферу и т. п.

К настоящему времени основные закономерности и качественные характеристики воздействия горных работ на различные природные ресурсы установлены и описаны. Но воздействие каждого технологического объекта горного предприятия на тот или иной природный ресурс может быть разных типов — геохимическое, механическое, биологическое и т. п. Более того, можно утверждать, что к настоящему моменту далеко не все из этих типов влияния выявлены и дальнейшее изучение закономерностей развития природно-технологических систем повлечет открытие новых типов влияния промышленных объектов на природные ресурсы.

Воздействие по любому направлению характеризуется:

качественными характеристиками;

единицами измерения;

интенсивностью;

характером (дискретный, непрерывный, разовый);
периодом;
масштабами (размерами и формой зон влияния).

При этом площади зон воздействия на различные природные ресурсы или зон, формируемых различными типами воздействия, как правило, накладываются друг на друга, пересекаются, имеют различный характер изменения во времени и различные закономерности формирования.

Основные факторы, определяющие размеры воздействия горного предприятия на окружающую среду, разделяются на географические, геологические, технологические, экономические.

Существенным является фактор времени.

Только совместный учет динамики развития производства, его техногенного воздействия и изменения во времени экологической ситуации позволяет достаточно объективно оценить экологические аспекты создания и дальнейшей деятельности горного предприятия.

К экономическим факторам следует отнести ценность полезного ископаемого, величины затрат на добычу и обогащение, экономический ущерб от нарушения окружающей среды, размер затрат на природоохранные мероприятия и изменения этих затрат во времени. Комплекс учитываемых факторов должен обеспечивать возможность проведения экономической оценки целесообразности разработки месторождения с народнохозяйственных позиций. Учет совокупности географических, геологических, технологических и временных факторов позволяет оценить экологические последствия освоения месторождения на перспективу в 15—20 лет.

Подраздел «*Охрана атмосферного воздуха*» включает оценку воздействия горного производства на состояние атмосферы, выбор технологических решений и разработку специальных мероприятий по сокращению выбросов в атмосферу до установленного уровня, корректировку размеров санитарно-защитной зоны по фактору загрязнения атмосферы и ряд других задач.

При выполнении подраздела производится инвентаризация источников выбросов в атмосферу на проектируемом предприятии, где указываются состав и количество выбросов, параметры и координаты источников выбросов и другие сведения, необходимые для расчетной оценки уровня загрязнения атмосферы в зоне влияния предприятия. При этом для удобства расчетов все источники выбросов условно разделяются на три группы: точечные (например, труба котельной), линейные (например, автодорога) и плоскостные (например, поверхность отвала). Специфической особенностью открытых горных работ является наличие четвертой группы — залповых пылегазовых выбросов при производстве взрывных работ.

Характеристика существующих на предприятии источников

выбросов загрязняющих веществ в атмосферу является необходимой информацией для разработки воздухоохранных мероприятий и оценки воздействия на окружающую среду. Эта информация включает в себя:

перечень производств и объектов предприятия как источников загрязнения атмосферы;

способы оценки величины выделения загрязняющих веществ источниками выбросов;

перечень вредных веществ, выбрасываемых в атмосферу, их комбинации с суммирующим вредным действием, классы опасности;

нормативы предельно допустимых концентраций (ПДК) загрязняющих веществ;

валовые выбросы веществ в атмосферу по предприятию в целом и от отдельных производств (технологических объектов, процессов);

сведения о залповых выбросах при производстве взрывных работ, их составе, количестве.

Другим блоком информации, необходимой для проектирования, является характеристика района расположения предприятия по уровню загрязнения атмосферного воздуха, которая включает:

данные натурных замеров (с учетом направлений и скорости ветров) и сравнение их с предельно допустимой концентрацией (ПДК);

тенденции изменения загрязнения атмосферы в районе расположения предприятия;

данные о воздействии существующего загрязнения атмосферы на здоровье и гигиенические условия проживания людей в населенных пунктах, находящихся вблизи проектируемого предприятия;

значение фонового загрязнения атмосферного воздуха, т. е. загрязнения, которое создается всеми предприятиями, кроме рассматриваемого в проекте.

На основании всей перечисленной выше информации производится расчет и анализ величин приземных концентраций загрязняющих веществ в зоне влияния предприятия.

В связи с большим объемом расчетов, обширной исходной информацией расчеты рассеивания загрязняющих веществ в атмосфере производятся только с использованием ЭВМ по одной из утвержденных программ и в виде карт рассеивания с изолиниями приземных концентраций загрязняющих веществ.

На основании результатов расчетов рассеивания в атмосфере определяются источники выбросов, дающие основной вклад в значения приземных концентраций вредных веществ.

Если по результатам расчетов рассеивания суммарные приземные концентрации на границе нормативной санитарно-за-

щитной зоны по нескольким или одному веществу превышают ПДК, то с привлечением разработчиков соответствующих технологических разделов проекта разрабатываются мероприятия по снижению выбросов в атмосферу. Эти мероприятия могут носить как специальный характер (пылегазоулавливание, пылеподавление, рекультивация пылящих поверхностей), так и технологический (изменение объемов взрывных работ и времени их производства, сокращение численности единовременно работающего оборудования, изменение параметров отвалообразования и др.). Если достичь требуемой концентрации загрязняющих веществ на границе санитарно-защитной зоны предприятия не удается, рассматривается возможность сокращения его производственной мощности.

На основании результатов расчетов рассеивания в атмосфере разрабатываются предложения по нормативам предельно допустимых выбросов (ПДВ) по каждому веществу для отдельных источников (г/с и т/год) и для предприятия в целом (т/год). Норматив ПДВ предприятия равен сумме ПДВ этого вещества от всех источников выбросов.

Для каждого источника проектируемого предприятия устанавливается такой предельно допустимый выброс (ПДВ) каждого из веществ, при котором суммарная приземная концентрация указанных веществ с учетом перспективного фонового загрязнения не превышала бы санитарных норм. Разработанные генпроектировщиком нормативы ПДВ должны быть согласованы и утверждены в органах Госкомприроды в том регионе, где будет строиться проектируемое предприятие.

На основании значений нормативов ПДВ определяются величины платежей, которые предприятие будет вносить в бюджет местных советов за выбросы в атмосферу.

Подраздел «Охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения и истощения». При проектировании открытых горных работ в качестве наиболее вероятных источников загрязнения поверхностных и подземных вод следует рассматривать:

дренажные воды, откачиваемые из карьера или дренажных выработок, скважин;

подотвальные воды, образующиеся в результате инфильтрации атмосферных осадков через тело отвала;

промышленные стоки ремонтных производств, котельных, промплощадок;

поверхностные сточные воды;

вредные выбросы в атмосферу (пыль, аэрозоли), осаждающиеся на поверхность водных объектов либо смываемые ливневыми водами.

В этом подразделе разрабатываются технические и технологические решения по предотвращению или сокращению негативного воздействия на водные ресурсы и гидрогеологиче-

ские условия прилегающего района. Исходная информация для проектирования включает в себя сделанную на стадии ТЭО оценку воздействия на водные ресурсы, в том числе состав и количество сбрасываемых дренажных вод и промышленных стоков, водопритоки в горные выработки. Для различных групп технологических процессов или различных объектов приводятся принципиальные схемы образования сточных вод.

В подразделе должен содержаться расчет развития депрессионной воронки в результате осушения карьера, изолинии понижения уровней в водоносных горизонтах и даваться оценка снижения дебитов действующих водозаборов на территории, попадающей в границы депрессионной воронки, а также прогноз изменения гидрологического режима на прилегающей к карьеру территории.

Проектные решения по очистке промышленных стоков, по их использованию для производственного водоснабжения или орошения сельскохозяйственных угодий, по сбросу в водные объекты принимаются по результатам вариантных разработок при наличии соответствующих технико-экономических обоснований с соблюдением нормативных требований к качеству воды.

Обоснованием проектных решений по очистке сточных вод являются: технологические требования, предъявляемые к качеству воды, используемой для обеспечения производственных нужд проектируемого предприятия; наличие эффективных методов очистки, обезвреживание и обеззараживание сточных вод, наличие методов утилизации и извлечения из сточных вод различных веществ и их использования.

Приводится описание очистных сооружений и установок, в том числе схемы и тип, производительность очистных сооружений, основные расчетные параметры и ожидаемая техническая эффективность проектируемых сооружений для очистки карьерных вод и промышленных стоков.

При отведении карьерных вод (промышленных стоков) в водный объект производится расчет предельно допустимого сброса (ПДС) загрязняющих веществ. Расчет ПДС производится с целью обеспечения норм качества воды водного объекта в контрольном створе при сбросе загрязняющих веществ проектируемым предприятием.

При расчетах ПДС в расчетном створе должна быть обеспечена определенная концентрация контролируемых веществ, не превышающих нормативных требований к составу и свойствам вод данного водного объекта.

На основании расчета величины предельно допустимого сброса (ПДС) определяются платежи, вносимые предприятием в бюджет местных советов за сброс загрязняющих веществ в водный объект.

В состав подраздела «Охрана водных ресурсов» включаются следующие документы и приложения:

копии запросов проектной организации и ответов органов государственного санитарного надзора, Госкомгидромета, Госкомприроды;

краткая характеристика научно-исследовательских работ, которые необходимо выполнить для осуществления принятых решений по охране водных ресурсов;

таблица расходов воды на производственные нужды;

таблица расходов и загрязненности потоков сточных вод, поступающих с производств;

расчет величин предельно допустимого сброса (ПДС);

графическая или в табличной форме схема баланса водопотребления и водоотведения по проектируемому объекту в целом и по основным производственным процессам;

ситуационный план с указанием зон санитарной охраны водоемов и мест сброса промышленных стоков;

схема генплана очистных сооружений с коммуникациями, с указанием площадки для строительства объектов, мест намечаемого расположения водосбросных устройств;

технологические схемы работы очистных сооружений.

Подраздел *«Рекультивация нарушенных земель»* должен решать задачи для всех этапов развития предприятия — строительства, поддержания мощности, реконструкции. Для разработки проекта рекультивации необходимы следующие исходные данные:

расположение горного предприятия в пределах административно-экономического и агроклиматического районов;

перспективы развития горного предприятия (планы горных работ с указанием сроков отработки объектов);

топографическая съемка района нарушенных земель (на действующих предприятиях);

прогноз отвода земель с характеристикой покрова отведенных территорий, включающий изменения экономических показателей сельскохозяйственного и другого производства;

объемы плодородного слоя почв, подлежащего снятию;

картограмма размещения горных пород по вскрышной толще (или грунтосмесей в отвалах), их пригодность для биологической рекультивации, а также характеристики пород для использования в строительстве;

технические условия на биологическую рекультивацию;

ожидаемые условия обводнения карьеров, характеристику грунтовых вод по пригодности для орошения и рыбоводства, режим грунтовых вод на территории, нарушенной горными работами;

интенсивность и особенности естественного зарастания нарушенных земель (на действующих предприятиях).

Обосновывающая часть проекта рекультивации должна включать:

показатели использования земель на весь срок существования предприятия;

баланс снятия и использования плодородного слоя почвы, используемой на рекультивацию нарушенных земель, а возникших излишков — на улучшение малопродуктивных угодий и вопросы размещения плодородного слоя почвы в отвалах;

выбор направления рекультивации.

В рабочей документации проектированию подлежат:

общая организация и порядок ведения рекультивационных работ на конкретном объекте;

структура механизации рекультивационных работ;

смета на рекультивационные работы;

порядок финансирования;

календарный план рекультивации.

Технический этап включает подготовку земель для последующего целевого использования в народном хозяйстве. К нему относятся планировка, формирование откосов, снятие, транспортирование и нанесение почв и плодородных пород на рекультивированные земли, строительство дорог, гидротехнических и мелиоративных сооружений и др.

Биологический этап предусматривает мероприятия по восстановлению плодородия земель, осуществляемые после технической рекультивации. К нему относятся комплекс агротехнических и фитомелиоративных мероприятий, направленных на возобновление флоры и фауны, восстановление их хозяйственной продуктивности. Биологическим этапом завершаются почти все направления рекультивации.

Основные направления рекультивации:

сельскохозяйственное, предусматривающее создание на нарушенных землях сельскохозяйственных угодий;

лесохозяйственное, выполняемое с целью создания лесных насаждений различного типа;

рекреационное, направленное на организацию на нарушенных землях объектов отдыха;

водо- и рыбохозяйственное, предусматривающее создание в понижениях техногенного рельефа водоемов различного назначения;

санитарно-гигиеническое, выполняемое на нарушенных землях, рекультивация которых для использования в народном хозяйстве экономически неэффективна;

строительное, при котором предусматривается приведение нарушенных территорий в состояние, пригодное для промышленного и гражданского строительства.

Пояснительная записка подраздела должна содержать общие сведения и основные проектные решения.

Общие сведения включают:

основание для составления проекта, исходные материалы;

характеристику района рекультивационных работ;

природные условия района;

геологическую, гидрогеологическую и гидрологическую характеристику нарушенных земель;

почвенно-грунтовую характеристику;

форму и параметры нарушений;

прогноз нарушений земельных угодий и водного режима.

Основные проектные решения включают:

технико-экономические показатели технического этапа рекультивации;

вертикальную планировку и генплан рекультивируемых земель;

снятие, транспортирование, хранение и нанесение на подготовленные площади плодородного слоя почвы;

селективную выемку и отвалообразование вмещающих пород;

создание рекультивационного и экранирующего слоев;

технологические схемы технического этапа рекультивации в увязке с технологией горных работ;

режим работ и расчет необходимого горного и транспортного оборудования;

специальные и вспомогательные мероприятия (дренажные, противоэрозионные и др.);

химическую мелиорацию токсичных пород.

Сюда же входят сводные ведомости объемов горно-строительных работ и затрат труда, механизмов и материалов.

Содержание подраздела должно в четкой форме обосновывать основные проектные решения с учетом результатов вариантной проработки. Итоговые данные обоснований и расчетов оформляются в основном в табличной форме.

В состав подраздела входят следующие чертежи:

1. Обзорная карта района (М 1 : 25 000, 1 : 10 000).

2. Генплан рекультивируемых земель (М 1 : 2000; 1 : 5000).

3. Поперечные и продольные разрезы к генплану (М 1 : : $2000_{гор}$; М 1 : $500_{верт}$).

4. Технологические схемы технической рекультивации.

5. Календарный план нарушений земель горными работами (М 1 : 1000—1 : 10 000).

6. Календарный план технической рекультивации нарушенных земель (М 1 : 1000—1 : 10 000).

Количество и вид рабочих чертежей уточняется в зависимости от конкретных условий.

Технический этап рекультивации является составной частью общего технологического процесса горных работ. Ряд работ технического этапа, таких, как снятие почвы, формирова-

ние отвалов необходимой формы, строительство водоемов и др., выполняется в процессе ведения горных работ основным технологическим оборудованием.

Технология работ по рекультивации зависит от вида нарушений, принятого направления рекультивации и используемого оборудования.

Величина опережающего снятия плодородного слоя почвы по отношению к верхнему вскрышному уступу или нижнему ярусу внешнего отвала не должна превышать годового подвигания фронта горных (отвальных) работ.

Планировка поверхности отвала должна производиться в соответствии с принятым направлением рекультивации в два этапа. Вторичная планировка производится после окончательной усадки отвала, период которой определяется проектом, но не должен быть менее двух лет.

Нанесение почвы на поверхность отвала производится только после вторичной планировки.

Непосредственное нанесение плодородного слоя на токсичные породы не допускается. В этом случае поверхность отвала покрывают капилляропрерывающим экраном, а затем слоем потенциально плодородных пород.

Токсичные породы при формировании отвалов должны укладываться на глубину, определяемую видом последующего освоения участка. При использовании участка под пашню эта глубина должна быть 0,8—1,5 м, под лесопосадки — не менее 2,5—3 м.

Для предупреждения заболачивания восстанавливаемой территории при рекультивации внутренних отвалов отметка их поверхности должна быть не менее чем на 2 м выше уровня грунтовых вод, существовавшего до начала разработки карьерного поля.

При невозможности выполнения этого требования на рекультивируемом участке укладывают дренажи.

На участках с преобладанием песчаных и супесчаных пород должен создаваться водоупорный слой мощностью 0,3—0,5 м из бессульфидных глин. Рекомендуемая глубина расположения водоупорного слоя 2—3 м в зависимости от вида последующего использования участка.

Пожароопасные отвалы рекультивируются только после работ по предупреждению их самовозгорания. Обработка поверхности отвалов антипирогенными веществами, токсичными для растений, должна производиться инъектированием на глубину не менее 3 м.

1.5. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ

Проектные и изыскательские работы для промышленного строительства выполняются проектными и изыскательскими ор-

ганизациями на основании договора с организацией — заказчиком проекта.

Проектирование горных предприятий осуществляется проектными институтами, каждый из которых, как правило, обслуживает определенную отрасль горного производства или группу карьеров в данной отрасли. Группы карьеров выделяются по географическому признаку, принадлежности к определенному бассейну или экономико-географическому району. Например, угольные карьеры на Урале проектирует Уралгипрошахт, железорудные карьеры в Кривбассе проектируют Южгипроруда и Кривбасспроект, на Урале — Уралгипроруда. Среди отраслевых проектных институтов выделяются головные (например, Гипроруда, Центрогипрошахт, Гипроцветмет), которые помимо обычных проектных работ осуществляют разработку нормативных и методических материалов. Некоторые проектные институты выполняют не только проектные работы, но и ведут исследования. Проектирование отдельного объекта может осуществляться одним из проектных институтов, а проектирование крупных объектов (например, горно-обогатительных комбинатов) производится группой специализированных проектных институтов под руководством ведущей проектной организации — генерального проектировщика. Последний решает основные вопросы и несет ответственность за качество и сроки выполнения проекта, а для разработки отдельных специализированных вопросов (например, проектирование обогатительной фабрики) привлекает на основании договоров другие специализированные организации. Например, генеральным проектировщиком Качканарского горно-обогатительного комбината является Уралгипроруда, а проектной организацией, выполняющей обогатительную часть проекта, — Уралмеханобр. Небольшие объекты (траншеи, отвалы и др.) на действующих предприятиях могут проектировать проектные группы, отделы, конторы, которые иногда организуются при трестах и комбинатах.

Некоторые проектные институты имеют на крупных предприятиях свои группы для доработки и корректировки рабочих чертежей с учетом сложившихся на строительстве условий, для выполнения дополнительных чертежей и осуществления авторского надзора.

В проектных институтах имеются специализированные отделы: горный, электротехнический, сметный, генерального плана и транспорта и др.

За качество и сроки выполнения проекта отвечает *главный инженер проекта (ГИП)*, который назначается по каждому проектируемому объекту. Он может вести одновременно несколько проектов. Главный инженер проекта получает задание на проектирование предприятия, выдает задание отделам и другим организациям на выполнение отдельных частей проек-

та и принимает от них выполненную работу, обеспечивает комплексную увязку отдельных частей проекта, принимает окончательные решения по основным принципиальным вопросам проекта, защищает законченный проект при его утверждении, сдает его заказчику и организует авторский надзор над строительством, несет ответственность за принимаемые технические решения и правильность сметной документации. На титульном листе главный инженер проекта делает запись, подтверждающую соответствие проекта действующим нормам и правилам, и заверяет ее своей подписью.

Нормативные и директивные документы. Решение основных вопросов проекта, оформление проектов и смет, порядок их согласования и утверждения регламентируются утвержденными инструкциями, нормами и правилами.

Основным директивным документом являются «Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом».

Согласно § 528 этих правил инженерно-технические работники учреждений, осуществляющие проектирование, конструирование, исследование и другие работы, виновные в нарушении Единых правил безопасности, в зависимости от характера нарушений и их последствий несут личную ответственность в дисциплинарном, административном или судебном порядке.

Распространяющейся на все объекты промышленности является «Инструкция о составе, порядке разработки, согласовании и утверждении проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений».

Проекты карьеров выполняются в соответствии с ведомственными нормами технологического проектирования (ВНТП) горнорудных предприятий черной металлургии, цветной металлургии, угольных и сланцевых разрезов и другими отраслевыми директивными документами.

Инструкции и нормы периодически пересматриваются и утверждаются в обновленных редакциях. Кроме того, обычно через каждые 2—3 года вводятся в действие дополнения и изменения к инструкциям и нормам. Кроме того, действуют другие различные директивные и нормативные документы: «Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождение открытым способом», «Единые правила безопасности при взрывных работах», «Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий», «Перечень действующих общесоюзных нормативных документов по строительству» и др.

Проектные организации должны также руководствоваться следующими положениями:

основными техническими направлениями развития отрасли и перспективными планами развития народного хозяйства;

действующими нормами, правилами и указаниями по проектированию и строительству, стандартами на материалы и изделия, каталогами типовых проектов, строительных конструкций деталей, технических характеристик оборудования и материалов и др.;

утвержденными прейскурантами на строительство, сметными нормативами, расценками.

Периоды проектирования карьера. Продолжительность проектирования устанавливается в соответствии с нормами. Она зависит от мощности и сложности объекта и месторождения. Продолжительность выполнения технического проекта карьера составляет 10—16 мес, а продолжительность выполнения рабочих чертежей — 11—15 мес. Для объектов первой очереди сложных и особо крупных предприятий (например, для горно-обогатительных комбинатов) продолжительность составления технического проекта составляет несколько лет. Доработка же и корректировка проекта иногда длится еще несколько лет. Такой большой срок проектирования не только затягивает строительство или реконструкцию, но и удорожает проектные работы и приводит к тому, что проектные решения отстают от технического прогресса и слишком быстро стареют. Поэтому актуальной задачей является широкое внедрение ЭВМ и автоматизации проектных работ, позволяющее существенно сократить сроки проектирования.

Время, в течение которого выполняется проект, можно условно разделить на три периода. В первом периоде выполняются предпроектные работы, в том числе сбор и изучение исходных данных, разработка ТЭО, составление задания на проектирование, во втором — собственно проектирование в одну или две стадии, в третьем периоде проект утверждается и сдается заказчику.

В предпроектный период производится:

изучение материалов, служащих основанием для составления задания на проектирование, и сбор основных исходных данных, в том числе с выездом на площадку объекта проектирования;

определение объема исходных материалов и сроков их представления заказчиком;

составление, согласование и утверждение задания на проектирование;

определение объема проектно-изыскательских работ, составление смет на проектные работы, разработка графика выполнения проекта, оформление договора с заказчиком на проектно-изыскательские работы;

разработка основных положений проекта, вариантов размещения площадок отвалов, трасс коммуникаций;

инженерно-геологическое исследование площадок и трасс;

агрохимическое и биологическое исследование земельных площадей, водоемов, лесных массивов, различных насаждений в границах земельного отвода и в пределах зоны влияния горных работ на окружающую среду;

согласование площадок трасс, земельных отводов, источников энерго- и водоснабжения с исполкомами Советов народных депутатов и другими организациями, оформление акта выбора площадки.

В предпроектный период выполняются, как правило, также научно-исследовательские работы и часть изыскательских работ, которые необходимы для получения исходных данных и предварительной технико-экономической оценки вариантов техники и технологии.

Для проектирования необходимы организационно-технические и экономические данные, в достаточной мере характеризующие проектируемый объект. Поэтому перед составлением проекта необходимо изучить экономику района и непосредственно на месте ознакомиться с особенностями объекта. В данном случае изучаются топография местности, энергетические, водные, топливные ресурсы, населенность, наличие строительных материалов, цены на материалы и др. Выясняются ценность земельных угодий, занимаемых предприятием, величина годового дохода, получаемого в сельском хозяйстве с 1 га, возможные способы рекультивации отвалов, стоимость объектов, подлежащих сносу, и условия сноса. При составлении проекта реконструкции действующего карьера необходимо детально изучить состояние горных работ, сооружений и оборудования, получить сведения о балансовой стоимости основных средств и др. Все исходные данные должны быть официально оформлены соответствующими организациями или актами и протоколами компетентных комиссий.

Период проектирования начинается после получения утвержденного задания и заключения договора с заказчиком.

В этот период осуществляется собственно проектирование, т. е. составление технорабочего или технического проекта и рабочих чертежей, а также продолжается выполнение работ по сбору и обработке материалов, необходимых для проектирования, проводятся изыскания, согласовываются проектные решения.

В ходе проектирования производится согласование принимаемых решений с различными организациями и ведомствами. Например, границы горного отвода согласуются с министерством геологии и охраны недр, примыкание подъездных путей предприятия к путям МПС — с министерством путей сообщения, водоснабжение, канализация, выбор площадки под жилищное строительство — с органами санитарной инспекции. Согласуются также различные вопросы с органами пожарной охра-

ны, с местными органами рыбоохраны и другими организациями, а также с заинтересованными организациями в случаях кооперирования с ними.

К работам третьего периода проектирования относятся *экспертиза, утверждение проектов и смет.* Выполненный проект должен быть согласован с заказчиком, генеральным подрядчиком (организация, которая будет осуществлять строительство объекта) и затем подвергнут экспертизе.

Основные части проекта (горная, транспорт, обогащение и др.) подвергаются экспертизе в специальных экспертных комиссиях. После одобрения в соответствующих министерствах и ведомствах проект передается государственной экспертизе. После экспертизы проекты утверждаются в министерствах и ведомствах (в зависимости от сметной стоимости строительства), а проекты наиболее крупных предприятий — в Правительстве РФ.

Четыре экземпляра утвержденного проекта вместе с документом об его утверждении передаются заказчику. Один экземпляр проекта хранится в проектной организации.

Изыскательские и научно-исследовательские работы проводятся как в предпроектный период, так и во время разработки проекта. Они необходимы: в предпроектный период — для получения исходных данных и предварительной технико-экономической оценки вариантов техники и технологии; в период составления проекта — главным образом, для уточнения исходных данных и экологической оценки принимаемых решений.

Практика открытой разработки многих крупных месторождений полезных ископаемых показала, что до начала проектирования целесообразно выполнение научно-исследовательских работ с целью уточнения физико-технических свойств горных пород, обогатимости полезных ископаемых, изучения устойчивости откосов уступов и бортов карьера, технико-экономической оценки способов разработки, уточнения глубины карьера и его производительности, обоснования направления развития горных работ и др.

К научно-исследовательским работам, выполняемым в предпроектный период, относятся изыскание или уточнение рациональной схемы переработки полезного ископаемого, выбор рационального типа горнотранспортного оборудования или методов ведения горных работ. Они выполняются в случае сложных условий проектируемого объекта для выяснения технической возможности и экономической целесообразности применения новых для данных условий типов оборудования и методов работ. Расходы на предпроектные научные исследования, как правило, очень быстро окупаются и дают значительную экономию не только за счет сокращения времени на проектирование, но и за счет принятия лучших решений задач в проектах.

Изыскательские работы чаще производятся для определения несущей способности пород на площадках расположения сооружений, уровня грунтовых вод и их агрессивности к бетону и металлу, для выявления местных строительных материалов, трассировки железнодорожных и автомобильных дорог и линий электропередачи, топографической съемки площадок, выявления источников водоснабжения, изучения климатических особенностей.

1.6. УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ В ПРОЕКТНЫХ РАСЧЕТАХ

Большое число различных условных обозначений с их числовыми и буквенными индексами создает значительные трудности для кодировки и хранения необходимых исходных данных в оперативной памяти ЭВМ или на внешних носителях. Кроме того, при решении глобальных задач с охватом всех взаимосвязанных производственных процессов наблюдается повторение знаков и символов, несущих различную смысловую и логическую информацию. Анализ известных методических подходов показал, что наибольшая четкость и логическая последовательность условных обозначений достигается при разделении параметров по признакам, характеризующим предметы труда, средства производства, экономические и трудовые показатели. Такой подход позволяет обоснованно и четко разделить все встречающиеся параметры и показатели на различные группы, каждая из которых может быть обозначена определенным алфавитом с прописными или строчными буквами. При этом одинаковые индексы не должны использоваться для разных обозначений в одной и той же экономико-математической модели. В разных задачах и моделях могут встречаться одинаковые обозначения и с одинаковыми индексами, соответствующие одним и тем же параметрическим, физическим, механическим, экономическим и другим понятиям и терминам. Такой принцип построения уменьшает число необходимых базисных символов и упрощает изображение условных обозначений. С точки зрения возможности использования ЭВМ для хранения исходной информации наиболее рационально у базисных символов ставить численные индексы. Все индексы, обозначающие классы, виды и типы, необходимо ставить снизу. Временной индекс ставится также снизу (например, P_{jkt} расшифровывается следующим образом: производительность j-го типа оборудования в k-м забое в t-й период).

С целью сохранения традиционных, широко используемых в горнотехнической литературе условных обозначений в качестве базовых приняты следующие символы: V и v — объем, L и l — длина, B — ширина, H и h — высота, S — площадь, T и t —

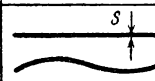
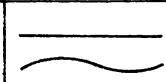
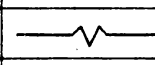
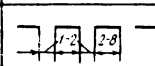
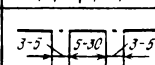
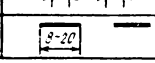
время, G и q — масса и др. Электрические, тепловые, акустические, электромагнитные и другие величины обозначаются согласно рекомендациям Академии наук.

К предметам труда на горнодобывающем предприятии относятся месторождения, полезное ископаемое, породы со всеми основными свойствами и параметрами, элементы систем разработки, готовая продукция. Для характеристик предметов труда приняты следующие обозначения:

Q, P — запасы полезного ископаемого;
V — объем горной массы (вскрыши);
ρ — плотность горных пород;
f — коэффициент крепости горных пород;
M — мощность залежи (покрывающих пород);
δ — угол наклона залежи;
α — содержание полезного компонента (примесей);
L, l — длина;
B — ширина;
H — высота (глубина);
h — высота уступа;
S — площадь;
γ, α, β, φ — углы;
A — производительность карьера;
k — коэффициент вскрыши (извлечения, потерь);
v_{Φ} — скорость подвигания фронта работ;
n — число горизонтов;
h_{Γ}, Y_{Γ} — годовое понижение горных работ.

К средствам труда на горнодобывающих предприятиях относятся буровые станки, зарядные машины, экскаваторы, транспортные средства и коммуникации, здания и сооружения, взрывчатые материалы, вспомогательное оборудование (т. е. все технические средства и искусственные сооружения, предназначенные для выполнения добычных и вскрышных работ, а также работ по переработке и хранению готовой продукции). Для характеристик средств труда приняты следующие обозначения:

N — мощность;
Q — производительность;
l — длина;
b — ширина;
h — высота;
V, g — вместимость;
t — время;
v — скорость;
k — коэффициент;
W — пропускная (провозная) способность;
R, r — радиус;
φ — угол наклона;

Название линии	Обозначение линии	Толщина линии S в зависимости от масштаба чертежа	Назначение линии
Сплошная основная		$S = 0{,}6 \div 1{,}5$ мм	Линии фактического и проектного контура всех горных выработок и сооружений
Сплошная тонкая		От $\frac{S}{3}$ до $\frac{S}{2}$ 0,2 – 0,8 мм	Линии размерные, выносные, штриховые, горизонтали, линии границ горных пород на разрезах, линии обрыва
Сплошная тонкая с изломами		От $\frac{S}{3}$ до $\frac{S}{2}$ 0,2 – 0,8 мм	Длинные линии обрыва на планах и разрезах
Штриховая			Линии невидимых контуров горных выработок, находящихся за плоскостью проекций
Штрихпунктирная			Осевые и центровые линии горных выработок; нижняя бровка отвалов, насыпей, навалов
Разомкнутая		От S до 1,5 S	Линии сечений

Мехлопата		Автосамосвал		Буровой станок	
Драглайн		Ленточный конвейер		Бункер дозатор	
Роторный экскаватор		Консольный отвалообразователь		Гидромонитор	
Многоковшовый экскаватор		Отвальный плуг		Землесос	
Колесный скрепер		Отвальный мост			
Бульдозер		Абзетцер			

Рис. 11. Типы линий и условные обозначения горного оборудования

g — масса;
q — удельный расход;
d — диаметр;
n — частота вращения;
E — сила;
ω — сопротивление движению.

Трудовые показатели обозначаются прописными и строчными буквами русского алфавита (базисным символом служит в основном первая буква соответствующего названия экономической категории). Для удельных величин приняты прописные буквы. Для экономических показателей приняты следующие обозначения:

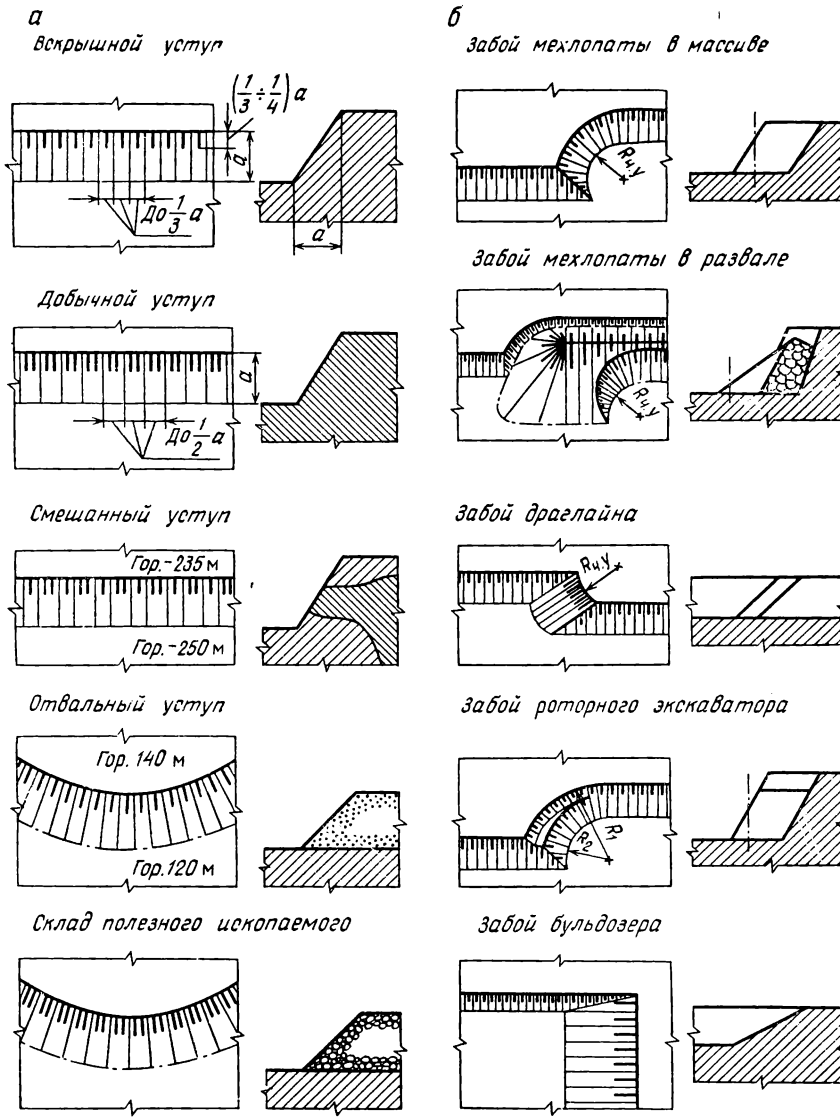


Рис. 1.2. Условные обозначения уступов (*а*) и забоев (*б*)

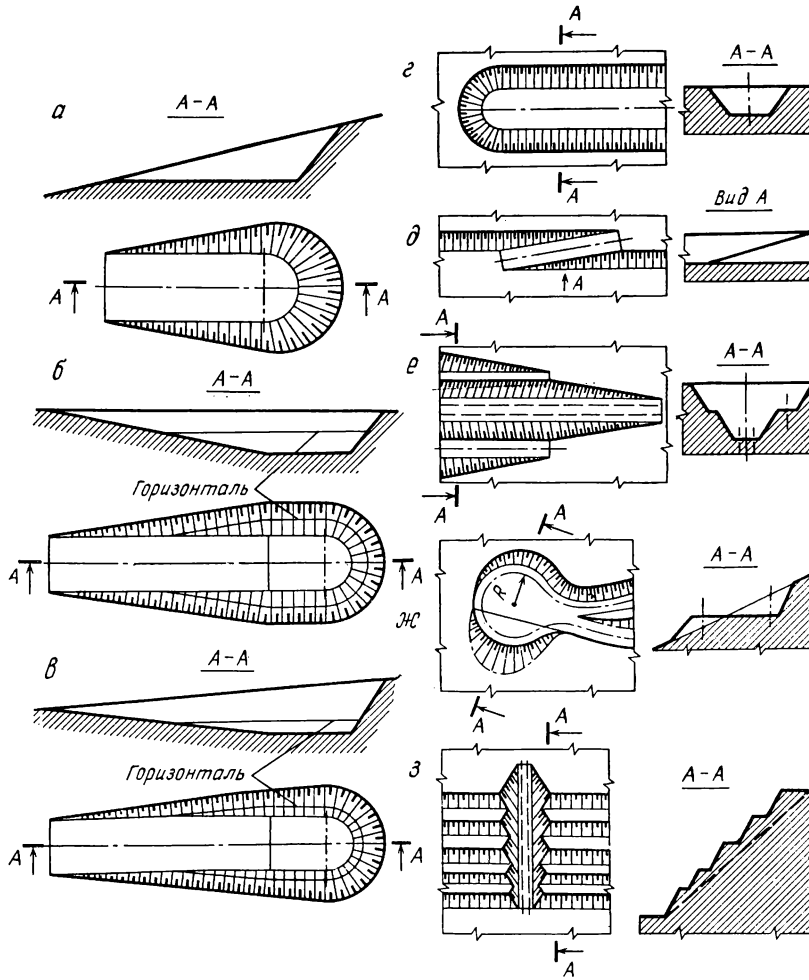


Рис. 1.3. Условные обозначения траншей и съездов:
а — выемка на косогоре; *б* — наклонная траншея; *в* — наклонная траншея на косогоре; *г* — разрезная траншея; *д* — съезд; *е* — капитальная траншея; *ж* — горизонтальная площадка для петлевого съезда; *з* — крутая траншея

Т — период;
С — себестоимость;
Ц — цена;
К — капитальные затраты;
У — удельные капитальные затраты;
Э — эксплуатационные затраты;
Е — коэффициент эффективности капитальных вложений;

$З$ — затраты;
$П$ — прибыль;
$Ф$ — фонды;
η — коэффициенты;
$В$ — производительность труда;
$Р$ — рентабельность.

Условные обозначения горного оборудования, забоев, уступов, траншей показаны на рис. 1.1, 1.2 и 1.3.

Контрольные вопросы

1. С именами каких ученых связано развитие методов проектирования карьеров в 40—50 и 60—70-е годы?
2. В чем состоит переломный момент в развитии методов проектирования карьеров?
3. Дайте краткую характеристику последнего этапа в совершенствовании методов проектирования карьеров.
4. Для каких целей предназначен проект горного предприятия?
5. Назовите основные виды проектной документации горного предприятия.
6. Назначение и содержание ТЭО и задания на проектирование.
7. Условия применения одно- и двухстадийного проектирования.
8. Из каких частей состоит проект карьера?
9. Дайте краткую характеристику геологической и горной частей проекта.
10. Дайте краткую характеристику экономической и сметной частей проекта.
11. Дайте краткую характеристику основных периодов разработки проекта карьера.
12. Какими правилами, инструкциями и директивными документами обязаны руководствоваться исполнители проекта?

2. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ГОРНОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

2.1. СОСТАВ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

Качество проекта, надежность и оптимальность проектных решений зависят прежде всего от полноты и достоверности исходных данных, а также их соответствия условиям решаемых задач.

Перечень исходных данных, необходимых для проектирования, устанавливается в предпроектный период при составлении ТЭО и задания на проектирование.

Часть исходных данных заказчик должен официально представить проектному институту к началу работы над техническим проектом, а исполнители проекта, прежде чем их принять, должны оценить их достоверность.

Практически исходные данные определяются и оцениваются не только в предпроектный период, но и в течение всего времени работы над проектом. Они дополняются по мере потребности в процессе решения тех или иных задач, корректируются исходя из принимаемых проектных решений или в связи с изменением требований, ограничений, экономической ситуации и т. п., приводятся в соответствие к тем или иным условиям задач и параметрам объектов и т. д.

К числу основных исходных данных относятся:

1. Документы, регламентирующие проектные решения, состав проекта, его предельные показатели и т. п.

К числу общих исходных данных относятся задание на проектирование, ТЭО, комплексный проект или перспективный план развития бассейна или района, директивные документы по развитию отрасли, техническим направлениям, оценке экономической эффективности, использованию оборудования и материалов, охране окружающей среды и др.

2. Геологоразведочная, гидрогеологическая и инженерно-геологическая документации, характеризующие месторождение.

3. Материалы, характеризующие экологическую ситуацию в районе проектируемого объекта, экологические ограничения и требования, а также прогнозные данные о возможных негативных воздействиях объектов проектируемого предприятия на окружающую среду.

4. Детальная характеристика компонентов месторождения, данные о технологии и результатах предполагаемой переработки полезных ископаемых, требования к качеству товарной продукции предприятия, сведения о потребителях и их требованиях и т. п.

Кроме того, необходимы данные о качестве и количестве попутных компонентов, возможном использовании пород вскрыши и другие сведения для решения задач комплексного и наиболее полного использования недр в пределах горного отвода.

5. Для проекта реконструкции необходимы данные о современном состоянии объекта. Сюда входят показатели, характеризующие развитие предприятия за последние 5—10 лет, динамику его производительности, качество добываемого полезного ископаемого и товарной продукции (например, концентрата), описание и анализ технологии и механизации горных ра-

бот, способа вскрытия и системы разработки, технологические карты и паспорта основных видов работ, оценка устойчивости бортов и отвалов, влияние горных работ на окружающую среду, оценка технико-экономических показателей предприятия и отдельных его цехов и др.

6. В число исходных данных входит большое количество различного графического материала, в том числе:

топографическая основа поверхности месторождения в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000;

маркшейдерские планы (для реконструируемых объектов) на текущий год и на начало проектирования в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000;

геологические разрезы в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000 с контурами отработанных участков на начало проектирования;

геологическая карта месторождения в масштабе 1 : 1000, 1 : 2000;

погоризонтные планы в масштабе 1 : 1000, 1 : 2000.

Комплексный проект или перспективный план развития бассейна (района) является одним из основных исходных материалов для составления задания на проектирование и для разработки проекта. Он содержит общую техническую и экономическую оценку района или бассейна (группы месторождений), разделение месторождения на карьерные поля, ориентировочное установление производительности отдельных предприятий, очередность их строительства, характеристику основных потребителей производственных связей, общерайонные схемы энерго- и водоснабжения, транспорта, места для строительства основных производственных и вспомогательных объектов, жилых зданий и др. В нем приводится общее направление развития района, решаются принципиальные проблемы строительства, увязываются вопросы проектирования отдельных объектов, определяются ориентировочные капитальные затраты и технико-экономические показатели, дается заключение о народнохозяйственной эффективности развития данного района.

Задание на проектирование (утверждается той же инстанцией, которая утверждает проект) является исходным документом, обязательным для всех организаций, принимающих участие в проектировании данного объекта. В нем приводятся следующие сведения:

основание для проектирования;

стадийность проектирования;

местоположение объекта;

сведения о потребителях продукции и их требования к качеству, график потребления по годам;

производительность предприятия, качество продукции;

срок строительства и очередность ввода объектов;

капитальные затраты и норма рентабельности, а также ориентировочные себестоимость продукции и производительность труда;

основные источники снабжения энергией, водой, топливом, производственные связи и сведения о возможной и необходимой хозяйственной кооперации;

рекомендации об использовании оборудования;

варианты, подлежащие разработке в проекте, требования по защите окружающей среды и утилизации отходов производства. Например, в Уралгипроруде для проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки (горно-геологическая часть) принят следующий перечень исходных данных.

А. Для проектирования новых объектов:

1. Основание для проектирования.
2. Наименование объекта, стадия проектирования, заказчик.
3. Номенклатура продукции.
4. Сроки строительства (год достижения проектной производительности, начало и конец строительства, потребность в сырой руде по годам, объем капитальных работ).
5. Режим работы.
6. Балансовые запасы на начало проектирования.
7. Кондиции на полезное ископаемое.
8. Основные технологические варианты и оборудование.
9. Намечаемое расширение предприятия.
10. Капитальные затраты.
11. Ожидаемая производительность труда.
12. Отчет о выполнении геологоразведочных работ.
13. Протокол утверждения запасов в ГКЗ.
14. Технико-экономическое обоснование (ТЭО).
15. Отчет о выполненных научно-исследовательских работах по устойчивости бортов, осушению, параметрам буровзрывных работ, высоте уступа, усреднению и др.).
16. Дополнительные данные к геологическому отчету, полученные в результате эксплуатации месторождения (по условиям эксплуатации), по физико-механическим свойствам полезного ископаемого и пород, разубоживанию и потерям, технологическим свойствам полезного ископаемого, гидрогеологии.
17. Справка геологоразведочной организации о перспективных месторождениях и безрудных площадях.

Б. Для проектирования реконструкции объектов (дополнительные данные):

1. Производственная программа на текущий год и перспективный план на последующие годы.
2. Оставшиеся объемы руды и вскрыши в контуре карьера на момент проектирования.

3. Непогашенный объем вскрыши с начала работ.

4. Календарный план горных работ на текущий и последующий годы по горизонтам с графическими приложениями (план на конец года, геологические разрезы с нанесением контуров годовой выемки, погоризонтные планы с границами годовой выемки).

5. Тип и число единиц применяемого основного и вспомогательного горного оборудования, степень его износа.

6. Достигнутая производительность оборудования.

7. Технико-экономические показатели предприятия (себестоимость продукции, производительность труда и др.).

8. Фактические потери и разубоживание.

9. Организация и параметры буровзрывных работ (сетка скважин, число рядов, тип ВВ, удельный расход ВВ, объем массовых взрывов).

10. Гранулометрический состав взорванной горной массы и выход негабарита.

11. Способ вторичного дробления.

12. Фактические и ожидаемые притоки воды в карьер, способ и организация водоотлива.

13. Емкость и состояние базисного и расходного складов.

14. Способ доставки к месту работы людей и материалов.

15. Фактическая производительность труда рабочего карьера.

16. Отчет о выполненных горно-капитальных работах.

17. Средства и степень усреднения руды в карьере.

2.2. ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО И КОНДИЦИИ НА МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Согласно нормам технологического проектирования составление проекта карьера разрешается только при наличии балансовых запасов полезного ископаемого, утвержденных ГКЗ. При этом в балансовых запасах должно быть определенное количество запасов категорий А, В и С.

Все запасы полезного ископаемого, заключенные в недрах, называются геологическими. По народнохозяйственному значению они разделяются на балансовые и забалансовые.

Балансовыми называются запасы, удовлетворяющие кондициям. Использование балансовых запасов экономически целесообразно при данном уровне техники и технологии добычи и переработки полезного ископаемого.

Забалансовыми называются запасы, которые не удовлетворяют требованиям кондиций, и использование их в данный период экономически нецелесообразно из-за малого количества, небольшой мощности залежей, низкого содержания полезных

компонентов или слишком большого содержания вредных компонентов, особо сложных условий и др.

В зависимости от степени разведанности месторождения и горнотехнических условий разработки запасы полезных ископаемых подразделяются на категории А, В, C_1, C_2.

Допустимый для проектирования минимум запасов категорий А и В для различных полезных ископаемых различен и регламентируется «Классификацией запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых» от 1981 г., отраслевыми инструкциями, заданиями на проектирование горного предприятия. Например, при проектировании угольных разрезов на месторождениях простого строения запасы по категориям А+В должны составлять не менее 50% общих запасов А+В+C_1 (в том числе запасы категории А должны составлять не менее 20%), а на месторождениях сложного строения запасы категории В должны составлять не менее 50%.

В классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых, утвержденной ГКЗ, месторождения, подготовленные для промышленного освоения, разделены на три группы.

На месторождениях простого строения с выдержанной мощностью залежи полезного ископаемого и равномерным распределением полезных компонентов допустимый минимум запасов категории А+В равен 30% (в том числе категории А должно быть не менее 10%).

Ко второй группе относятся месторождения сложного строения с невыдержанной мощностью залежей, неравномерным распределением полезных компонентов. Здесь запасов категории В должно быть не менее 20%.

К третьей группе относятся месторождения очень сложного строения. Здесь допускается проектирование на запасах категории C_1.

При определении контуров карьера и зон обрушения, расположении сооружений, подъездных путей и отвалов необходимо учитывать также запасы категории C_2 и забалансовые запасы.

Запасы подсчитываются на основе детальной разведки и после утверждения в ГКЗ передаются проектной организации для проектирования.

Прием-передача месторождений добывающему министерству оформляется актом, к которому прилагаются справки, описи и другие документы, характеризующие методику и результаты разведочных работ и горных разработок. Дополнительно передаются первичная и геологическая документация, керн буровых скважин, эталонные коллекции полезных ископаемых и пустых пород, опорные пункты триангуляции и реперы, а так-

же основные подземные выработки, производственно-технические здания и сооружения.

Например, по фосфоритовому месторождению Коксу в бассейне Каратау, представленному двумя пластами выдержанной мощности, которые разделены фосфато-кремнистыми породами, запасы полезного компонента и полезного ископаемого — пятиокиси фосфора (P_2O_5) были утверждены следующими (табл. 2.1).

Кондиции на минеральное сырье разрабатываются с целью определения промышленной ценности месторождений и подсчета запасов. Они представляют собой совокупность требований к качеству полезных ископаемых, соблюдение которых при оконтуривании и подсчете запасов позволяет правильно разделить запасы на балансовые и забалансовые. Кондиции выражаются в предельных значениях показателей качества полезных ископаемых, при которых в определенных условиях эксплуатации месторождения капитальные и эксплуатационные затраты экономически эффективны для данного района или в целом по отрасли народного хозяйства страны. Технико-экономическое обоснование и расчеты кондиций выполняются для всех месторождений, на базе которых будут проектироваться новые предприятия или реконструироваться действующие. Рациональными являются кондиции, обеспечивающие возможность наиболее полного и комплексного использования полезных ископаемых и условия для дальнейшего повышения эффективности общественного производства при соблюдении норм безопасного ведения работ и охраны окружающей природы. Кондиции на минеральное сырье для месторождений металлов и нерудного сырья должны включать следующие требования:

минимальное промышленное содержание полезного компо-

Таблица 2.1

Запасы месторождения Коксу

Группы запасов	Запасы фосфоритов, тыс. т (числитель), и содержание, % (знаменатель), по категориям			
	A	B	C_1	C_2
Балансовые	11 460 / 26,06	45 992 / 24,49	103 708 / 24,49	503 000 / 26,11
Забалансовые по горно-техническим условиям	Нет	739 000 / 26,59	72 425 / 25,27	39 860 / 25,55
Забалансовые	Нет	Нет	40 308 / 22,81	13 832 / 22,31

нента, при котором извлекаемая ценность минерального сырья в подсчетном блоке обеспечивает возмещение всех затрат на получение товарной продукции при нулевой рентабельности эксплуатации;

бортовое содержание полезных компонентов в пробе, при котором оконтуриваются запасы по мощности залежи в случае отсутствия четких геологических границ;

максимально допустимое содержание вредных примесей в подсчетном блоке;

требования к горнотехническим условиям разработки, качеству сырья, его технологическим свойствам для подсчета балансовых запасов попутных компонентов и совместно залегающих полезных ископаемых, доступных для отработки;

коэффициенты для приведения содержания ценных попутных компонентов к условному содержанию основного компонента;

минимальное значение коэффициента рудоносности в подсчетном блоке для сложных месторождений с прерывистым распределением ценных компонентов, когда кондиционные руды не могут быть оконтурены и подсчет запасов производится статистически с применением коэффициента рудоносности;

минимальные значения мощности пластов, залежей, жил:

максимальная глубина подсчета запасов, предельный коэффициент вскрыши (или максимально допустимое соотношение мощностей вскрышных пород и полезного ископаемого), требования, предусматривающие проведение подсчета запасов в экономически обоснованных контурах разработки.

Технико-экономическое обоснование кондиций разрабатывается отраслевыми проектными или специализированными научно-исследовательскими институтами по поручению организаций, ведущих геологоразведочные работы в соответствии с инструкцией ГКЗ.

В качестве примера ниже приведены кондиции, которые были приняты при проектировании одного из карьеров:

бортовое содержание для оконтуривания балансовых запасов, %	1
минимальное промышленное содержание полезного компонента в подсчетном блоке, %	1,95
минимальная мощность рудных тел, включаемых в запасы, м	5
максимальная мощность породных прослойков и бедных руд, включаемых в запасы, м	7,5

2.3. ПОДГОТОВКА ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

Работы по подготовке геологоразведочных материалов включают их получение от геологоразведочных организаций, сбор различных данных, проверку и оценку качества материа-

лов и, наконец, переработку материалов в формы, необходимые для использования при проектировании.

Для проектирования карьера необходимы следующие геологоразведочные материалы.

1. Сводный геологический отчет по детальной разведке месторождения, включающий краткую промышленно-экономическую характеристику района, геологическую характеристику месторождения, качественную и технологическую характеристики полезного ископаемого, подсчет запасов, характеристику физико-механических свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, оценку разведанности месторождения и перспектив развития сырьевой базы, обобщенные многолетние климатические данные района, характеристику агрохимических свойств вскрышных пород. Отчет должен содержать характеристику земельных и лесных угодий, водоемов, рек, насаждений и другие сведения, необходимые для решения задач охраны окружающей среды.

2. Гидрогеологический отчет, включающий гидрогеологическую и инженерно-геологическую характеристику месторождения, основные параметры водоносных горизонтов, химический анализ подземных вод, ожидаемые притоки подземных, атмосферных и паводковых вод, данные о возможном нарушении гидробаланса при разработке месторождения и влиянии на окружающую среду.

В инженерно-геологическом разделе приводится описание инженерно-геологических комплексов покрывающих пород, их физико-механические свойства, характеристика поверхностей ослабления и др. Обосновывается инженерно-геологическая группа, к которой относится месторождение. Оцениваются условия выемочного геохимического загрязнения пород покрывающей толщи.

3. Проект кондиций для подсчета запасов, стандарты на полезное ископаемое, сведения о возможности использования попутных полезных ископаемых и вскрышных пород.

4. Протокол утверждения в ГКЗ балансовых запасов.

5. Графические материалы, включающие топографическую карту района в масштабе 1 : 1000—1 : 50 000, топографический план участка месторождения в масштабе 1 : 500—1 : 5000 с нанесением горных и разведочных выработок, зданий, сооружений, геологическую карту района и месторождения, продольные и поперечные геологические разрезы в масштабе 1 : 1000—1 : 5000, планы изомощностей или изолиний почвы и кровли для пологих месторождений и др.

Геологоразведочные материалы должны подвергаться тщательной проверке, оценке и переработке.

Геологоразведочные материалы должны давать ясное представление об условиях разработки, о форме месторождения,

строении рудных тел, качестве полезного ископаемого, свойствах пород, гидрогеологических условиях и рельефе местности. Некритическое отношение к геологоразведочным материалам, небрежность в их изучении могут привести к крупным ошибкам. В топографических материалах должны быть учтены все изменения в расположении зданий, сооружений, коммуникаций, которые произошли с момента последней топографической съемки. С этой целью целесообразно сличать топографические планы с материалами аэрофотосъемки.

Все разрезы и планы должны быть взаимоувязаны и привязаны к опорной сети.

В процессе детальной проработки геологических материалов, на основе предварительных решений по горной части проекта производят пересчет запасов, построение погоризонтных геологических планов, составление таблиц запасов и качественных характеристик.

Кроме того, в последнее время появился такой этап подготовки геологических исходных данных, как *создание математической модели месторождения,* включая модель рельефа местности и, в случае проекта реконструкции, модель положения горных работ на момент начала проектирования.

Для крутых и наклонных месторождений сложного строения в проектной организации выполняется следующий пересчет запасов. На основе поперечных геологических разрезов строят погоризонтные планы через каждые 15—30 м по глубине (интервал, равный высоте уступа). Определяют балансовые запасы как сумму горизонтальных эксплуатационных слоев. На слоевых планах и геологических разрезах наносят границы качественных, технологических типов, сортов и разновидностей полезного ископаемого и вскрыши. На графических материалах проставляются сведения о содержании вредных и полезных компонентов, категорийность запасов, данные о степени разведанности и другие показатели.

Особенно большое внимание уделяется оценке достоверности подсчета запасов, качественным характеристикам различных разновидностей руд и пород, а также их пространственному распределению в контурах карьера и горного отвода как по глубине, так и в плане.

В результате анализа и пересчетов составляются таблицы запасов руды по слоям и зонам с выделением типов и сортов руд и видов пустых пород. Кроме того, составляются таблицы качественных характеристик полезного ископаемого и пустых пород, таблицы коэффициентов рудоносности для случаев, когда невозможно геометризовать типы и сорта руд и прослои пород, таблицы статистических данных о мощности рудных тел и т. п.

Запасы полезного ископаемого и полезных компонентов,

установленные в результате пересчета, а также введенные в математическую модель месторождения, не должны отличаться от утвержденных ГКЗ больше, чем на установленную допустимую величину. При пересчете запасов железорудных месторождений это расхождение не должно превышать 5—10%.

2.4. ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

Оценка надежности исходных данных является важнейшим звеном в процессе проектирования, во многом определяющим качество проекта. К сожалению, в практике проектирования фактору надежности исходных данных не придают должного внимания, а достаточно апробированные методики для оценки достоверности большинства исходных данных отсутствуют.

При переходе на автоматизированные системы проектирования и расчеты с применением ЭВМ значение фактора надежности исходных данных еще больше возрастает. По сравнению с традиционными методами расчета этап производства вычислений при использовании САПР резко сокращается. Нередко, особенно при пакетном режиме расчетов, весь процесс решения задачи сводится практически к двум операциям: вводу исходных данных, а затем к оценке результатов решения, выданных машиной. При этом обычные инженерные приемы выявления погрешностей в исходных данных, основанные на опыте, инженерной интуиции, сравнении с аналогами, анализе промежуточных результатов, не срабатывают. Частная ошибка, заложенная в исходных данных, может пройти через все звенья расчетов и привести в конечном счете к принятию неправильных решений в главных параметрах и процессах проектируемого объекта, а при реализации проекта — к значительному ущербу.

Все основные данные, как оценки надежности, можно разделить на следующие группы:

1. Физические и геометрические показатели, характеризующие реальные предметы и получаемые в результате измерений, осуществляемых посредством приборов и инструментов. Погрешность показателей этой группы определяется погрешностью измерительных инструментов, погрешностью самих измерений и погрешностью методик обработки результатов.

В эту группу входят, например, такие показатели, как размеры горных машин, размеры залежей полезного ископаемого, плотность, крепость и другие свойства горных пород, содержание полезных и прочих компонентов в полезном ископаемом и т. п.

Надежность этих и подобных исходных данных может быть оценена проверкой первоначальных измерений, повторными выборочными расчетами и лабораторными испытаниями, срав-

нениями с данными для аналогичных условий, а также различными математическими методами.

2. Различные технико-экономические показатели, статистические и опытные данные, аналоги, типовые решения и другие исходные данные, принимаемые из практики работы аналогичных горных предприятий. Здесь, как правило, надежность того или иного показателя тем выше, чем больше соответствие условий аналога и проектируемого объекта. Обычно соответствие условий сверяют по таким параметрам, как геологические и гидрогеологические условия, вид транспорта, мощность предприятия, расстояние транспортирования, способ и степень переработки полезного ископаемого в товарную продукцию, географическое местоположение предприятия. Очень важно правильно учесть лаг времени между показателем аналога и проектируемого объекта. После того, как установлено соответствие условий, необходимо оценить представительность показателя. Недопустимо, когда в качестве исходных данных принимают единичные случайные величины, а не средние, базирующиеся на достаточно большом количестве первичных данных.

3. Топографические материалы, ошибки в которых нередко возникают в ходе неоднократного копирования. Наилучшим способом проверки является аэрофотосъемка земельного отвода проектируемого объекта, и если она невозможна, то выборочная съемка обычными методами.

4. Официальные документы, регламентирующие те или иные требования, а также официальные источники цен, норм, предельно допустимых концентраций и других показателей. Многие из этих документов и данных периодически изменяются, что необходимо учитывать при их использовании.

5. Геологоразведочные материалы являются наиболее значительной и ответственной группой исходных данных. Степень их достоверности в основном определяет главные принципиальные решения проекта — размеры и производственную мощность карьера, качество товарной продукции и конечные экономические результаты его деятельности. Поэтому оценка надежности геологоразведочных данных является ответственным и трудоемким этапом в проектировании карьера.

2.5. ПОГРЕШНОСТЬ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

Погрешность геологических исходных данных, используемых при проектировании карьеров, зависит от сложности формы рудных тел и рельефа местности, строения залежей, детальности разведки месторождений, способа измерений и точности измерительных инструментов, погрешностей моделирования геологических условий.

Геологические условия являются одним из главных факторов, определяющих представление о форме и строении рудных тел.

Для однородных мощных рудных тел простой формы запасы легче определить с большей точностью, чем для небольших сложных рудных тел. Например, точность подсчета запасов угольных месторождений, имеющих резко выраженный контакт полезного ископаемого и породы, значительно выше, чем сложных рудных тел.

Погрешность определения размеров и формы рудных тел, содержания полезных и вредных компонентов зависит не только от геологических условий, но и от метода разведки и опробования, густоты сети разведочных выработок. Чем меньше расстояние между разведочными выработками, тем правильнее представление о действительной форме рудного тела. Погрешность натурных измерений и определение параметров залежей не должны выходить за пределы, допускаемые при моделировании и подсчете запасов.

Погрешность определения мощности и угла падения залежи при подсчете запасов обычно принимается не более $\pm 10\%$, плотности полезного ископаемого и вскрышных пород — не более $\pm 5\%$, коэффициента разрыхления — не более $\pm 5\%$, коэффициента крепости (по шкале проф. М. М. Протодьяконова) — не более 2—3 единиц. Погрешность определения качественных характеристик также зависит от геологических условий. Для богатых руд погрешность определения содержания полезного компонента находится в пределах 1—5%, а для бедных она достигает 10—15% и более.

На основе геологоразведочных данных строится модель месторождения (в виде геологических разрезов, планов и таблиц), которая служит исходным материалом для подсчета запасов и для проектных работ. Для крутых и наклонных рудных месторождений эта модель обычно перестраивается в форме погоризонтных планов, которые более удобны для решения задач проектирования и планирования. Модель является более или менее упрощенным отображением истинного месторождения. Погрешность моделирования зависит от представительности исходных данных, метода и масштаба моделирования, теоретических представлений о генезисе месторождения. Погрешность контуров рудных тел для одного из месторождений показана на рис. 2.1.

На рис. 2.1 приведен поперечный геологический разрез, на котором показаны разведочные скважины по детальной разведке и контуры рудных тел в двух вариантах. Первый построен по данным детальной разведки и представляет собой тот исходный геологический материал, который был принят для проектирования. Второй построен по эксплуатационным

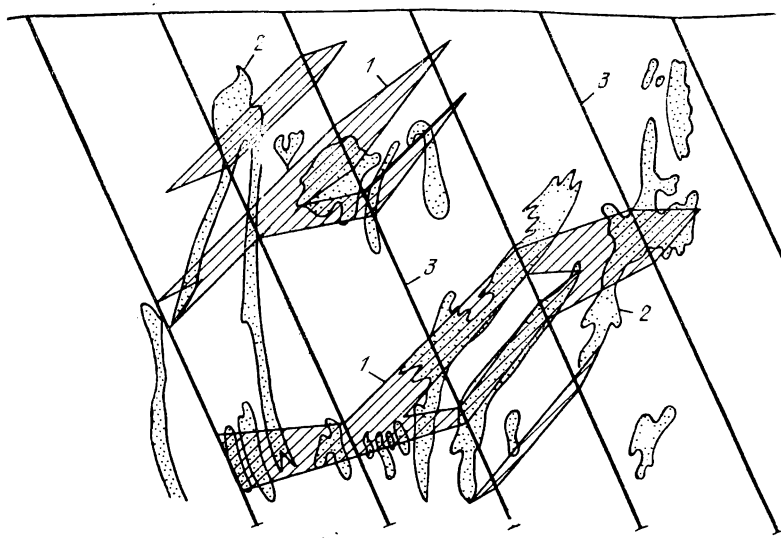


Рис. 2.1. Контуры рудных тел на поперечном разрезе

1, 2 — соответственно по данным детальной и эксплуатационной разведки; *3* — разведочные скважины при детальной разведке

данным, т. е. близок к истинному. Как видно из рис. 2.1, фактические формы и размеры рудных тел существенно отличаются от предполагаемых по данным детальной разведки.

На точность подсчета запасов влияет также техническая погрешность, возникающая при работе с графическими материалами. Погрешность изображения рудных тел и горных выработок на планах и разрезах достигает $\pm 10\%$. Кроме того, некоторые графические материалы (особенно кальки) при длительных сроках хранения и больших изменениях температуры и влажности меняют свои размеры (дают усадку), что вызывает дополнительную погрешность. Погрешность приводит к расхождению между подсчитанными и действительными запасами, которое по отдельным блокам, рудным телам и горизонтам может достигать значительной величины. В целом по месторождению погрешность бывает меньше, чем по отдельным блокам, так как погрешности с противоположными знаками в разных блоках частично взаимно уравновешиваются.

Суммарная погрешность при ручном подсчете запасов с использованием графических моделей месторождений в общем случае является суммой:

$$\sum \Delta = \Delta_г + \Delta_и + \Delta_0 + \Delta_м + \Delta_т, \qquad (2.1)$$

где $\Delta_г$ — погрешность, зависящая от степени сложности строения месторождения; $\Delta_и$ — погрешность измерений; Δ_0 — по-

грешность опробования; $\Delta_м$ — погрешность моделирования; $\Delta_т$ — технические погрешности расчетов, графических построений, измерений.

При промышленном проектировании величина запасов и погрешность их подсчета представлены в виде утвержденных исходных данных. Как известно, утвержденные запасы полезного ископаемого, которые используются при проектировании в качестве исходных данных, подразделяются при их подсчете в зависимости от степени разведанности, изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки месторождений на категории А, В, C_1, C_2, различающиеся величиной допустимой погрешности.

Средневзвешенную возможную ошибку (погрешность) подсчета запасов в пределах карьерного поля можно определить по формуле

$$\Delta_{ср} = \Delta_А k_А + \Delta_В k_В + \Delta_{C_1} k_{C_1} + \Delta_{C_2} k_{C_2}, \qquad (2.2)$$

где $\Delta_А$, $\Delta_В$, Δ_{C_1}, Δ_{C_2} — допустимые погрешности запасов категорий А, В, C_1, C_2, которые по рекомендации А. И. Арсентьева в среднем можно принимать равными соответственно $\pm 17{,}5$; ± 25; ± 45; $\pm 75\%$; $k_А$, $k_В$, k_{C_1}, k_{C_2} — доля запасов каждой категории в общих запасах руды в оцениваемом контуре этапа или карьера.

Снижение погрешности подсчета запасов при той же методике разведки и густоте сетки скважин может быть достигнуто путем математического моделирования месторождений с помощью ЭВМ на основе геологоразведочных данных, полученных при бурении скважин и опробовании керна. При использовании ЭВМ и методов геостатистики не только устраняются погрешности графических моделей и технические погрешности, имеющие место при работе с чертежами, но достигается более достоверное представление о строении рудных тел и распределении в них учитываемых компонентов.

2.6. ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ И ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

К горнотехническим данным относятся размеры горных выработок, сооружений, коммуникаций, горнотранспортного оборудования, а также показатели, характеризующие процессы, работу горнотранспортного оборудования и т. п. Детальность расчетов этих параметров и показателей и, следовательно, требования к точности используемых при этом данных должны исходить из условия их соответствия фактическим значениям на реальных объектах. Следует учитывать, что при реализации проектов точность оказывается категорией экономической. Чем выше точность, тем дороже ее воплощение на практике. Поэто-

му расчеты не должны превышать пределы допустимых погрешностей, но не должны быть чрезмерно детальными. При определении необходимой степени детальности расчетов и пределов допустимой погрешности горнотехнических показателей исходят из условий реализации проектных решений и при этом ориентируются на фактические отклонения параметров и показателей от расчетных, неизбежно имеющие место на практике (табл. 2.2).

Так как горнотехнические параметры и показатели являются величинами вероятностными и распределены с некоторым приближением по нормальному закону, то для оценки их надежности можно использовать метод среднеквадратических ошибок.

Средняя квадратическая ошибка связана с предельной соотношениями:

с вероятностью 0,95 $\Delta_{пред} \leqslant 2\sigma$;

с вероятностью 0,9973 $\Delta_{пред} \leqslant 3\sigma$;

с вероятностью 0,99 $\Delta_{пред} \leqslant 2{,}5\sigma$.

Экономические исходные данные можно разделить на две группы. К первой относятся официально утвержденные показатели: цены, тарифные ставки, единичные расценки, нормы выработки, нормативы расхода материалов, энергия и др. Они используются для расчета смет, калькуляций, штата обслуживающего персонала, расхода материалов и принимаются по утвержденным прейскурантам. Несмотря на то, что официаль-

Таблица 2.2

Погрешность горнотехнических показателей

Показатели	Фактические значения	Отклонения фактических значений от расчетных	Погрешность расчета	
			натуральная величина	%
Диаметр буровой скважины, пробуренной шарошечным станком, мм	250—320	10—20	10	5
Расстояние между скважинами, м	5—10	0,7—1	0,5	10
Линия сопротивления по подошве, м	10—15	2	1—1,5	10
Высота уступа, м, при разработке одноковшовым экскаватором в породах:				
глинистых	8—10	0,3	0,5	5
полускальных	8—12	0,5	0,5	5
скальных	8—15	1,5	1	10
Угол откоса рабочего уступа в скальных породах, градус	52—72	7—10	3—5	10
Ширина рабочей площадки, м	40—60	2	1—2	5

ные экономические показатели принимаются с высокой точностью, в действительности погрешность их часто велика вследствие несоответствия условиям задачи. Об этом свидетельствует сравнение проектных и фактических показателей.

Ко второй группе относятся различные удельные экономические показатели (себестоимость полезного ископаемого, затраты на 1 м^3 вскрыши, удельный расход материалов, электроэнергии, горючего и др.). Точность этих показателей зависит от степени соответствия условий задачи тем условиям, для которых получены фактические или проектные материалы. При этом имеется в виду не только соответствие горно-геологических, климатических и других естественных условий, но также приблизительно одинаковый масштаб работ, одинаковые технический и организационный уровень работ, один и тот же период времени и одинаковые источники показателей. Если показатели взяты из разных источников (например, часть из практики, часть из проектов) или относятся к разным периодам времени, то они не могут быть сопоставимы. Экономические показатели в большой степени зависят от естественных условий, состояния техники и организации производства. Стоимостные показатели зависят, кроме того, от колебания отпускных цен, темпов технического прогресса и фактора времени.

Стоимостные показатели являются переменными величинами. Они зависят от масштаба работ, глубины карьера, времени и других факторов. Однако, учитывая, что сами по себе эти показатели весьма неточные и их изменения под влиянием тех или иных факторов, часто действующих противоположно, не выходят за пределы их погрешности, они могут быть приняты условно постоянными. Но это допустимо лишь для карьеров малой производительности, небольшой глубины (не более 150—200 м) и со сроком разработки не более 10—15 лет.

Методика обоснования исходных экономических показателей для проектирования карьеров приведена ниже.

2.7. УДЕЛЬНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Удельными технико-экономическими показателями, выступающими в качестве исходных данных, являются:

технические — производительность экскаваторов, буровых станков, автосамосвалов и другого горнотранспортного оборудования, расход электроэнергии, материалов, взрывчатых веществ, отнесенный на единицу горной массы, и др.;

стоимостные — себестоимость полезного ископаемого, себестоимость 1 м^3 вскрыши, удельные капитальные затраты на строительство, реконструкцию и поддержание производительности карьера, удельные затраты на буровзрывные работы, экскавацию, транспортирование, отвалообразование и др.

Эти и другие аналогичные им показатели являются результатами проектных решений, но на начальной стадии используются как исходные данные при предварительных, особенно различных оптимизационных расчетах. Например, для определения граничного коэффициента вскрыши необходимы показатели предполагаемой себестоимости добычи открытым и подземным способами, а также вскрыши. Для предварительного определения верхней границы максимальной возможной производственной мощности необходимы данные о производительности экскаваторов, причем иногда для сравнения вариантов различных типов. Для решения задач вскрытия, выбора вида транспорта и других необходимы данные о возможной производительности различных транспортных средств и т. п.

В практике проектирования эти показатели в качестве исходных принимаются или по данным практики и аналогичных проектов, или путем вычислений на основе прогнозных методов.

Эти показатели можно закладывать в основу принятия решений только в том случае, если достоверность их оценена и признана достаточной. Ошибка в исходном стоимостном показателе неизбежно приведет к крупной ошибке в конечных результатах расчета, а иногда и к принципиально неверному проектному решению. Например, приняв для расчета граничного коэффициента вскрыши следующие данные: $C_д = 10$ руб/м^3, $C_0 = 4{,}5$ руб/м^3, $C_в = 2{,}5$ руб/м^3, определим по формулам (8.10) и (8.29), что конечная глубина карьера при разработке крутой залежи мощностью 200 м с углом бортов карьера 45° будет равна 220 м. Исходя из того, что погрешности указанных показателей при недостаточном их обосновании обычно значительны, предположим, что в данном случае они были приняты с большими ошибками в пределах $\pm 20\%$. При тщательном анализе было установлено, что более правильные значения следующие: $C_д = 12$ руб/м^3; $C_0 = 4$ руб/м^3, $C_в = 2$ руб/м^3.

В результате расчета по тем же формулам, но с новыми исходными данными получим иной результат, а именно: конечная глубина карьера равна 400 м.

Таким образом, ошибка в исходных данных в пределах 20—25% приводит к принципиально другим решениям основных параметров горного предприятия. В результате такой ошибки глубина карьера уменьшается почти вдвое и, следовательно, намного уменьшаются запасы для открытых работ, производственная мощность карьера, а также срок его эксплуатации и время перехода на подземные работы. По всей вероятности в карьере со значительно меньшей глубиной, мощностью и сроком службы будут приняты иные техника, транспорт, схема вскрытия, другие технико-экономические показатели.

Погрешность удельных технико-экономических показателей,

принимаемых в качестве исходных данных, в основном зависит от соответствия условий предприятия-аналога условиям решаемой задачи.

При этом должны иметь место приблизительно одинаковый масштаб работ, технический и организационный их уровень, один и тот же период времени и одинаковые источники показателей. Так как достаточно полное соответствие всех условий получить не всегда возможно, необходимо учитывать степень влияния определяющих факторов. К числу последних относятся горно-геологические условия, производительность карьера, глубина горных работ, расстояние транспортирования, технический прогресс.

Влияние глубины горных работ и расстояния транспортирования можно учесть, если исходные стоимостные показатели (себестоимость полезного ископаемого и затраты на 1 м^3 вскрыши) разложить на две составляющие — независимую (бестранспортную) $C_б$ и переменную (транспортную) $C_{тр}$, т. е.

$$C = C_б + C_{тр}. \tag{2.3}$$

Транспортная составляющая (руб.) приближенно определяется по формуле

$$C_{тр} = LC, \tag{2.4}$$

где C — затраты на 1 т·км; L — расстояние транспортирования, км.

Расстояние транспортирования зависит от глубины карьера и определяется по формуле

$$L = L_п + H/i, \tag{2.5}$$

где $L_п$ — суммарная дальность транспортирования внутри карьера и на поверхности от карьера до отвала или фабрики, км; H — глубина горных работ, км; i — уклон трассы, доли единицы.

Влияние производственной мощности карьера по горной массе $A_{г.м}$ на себестоимость единицы горной массы $C_{г.м}$ можно установить, если разделить величину себестоимости на две составляющие — постоянную $C_{пост}$, независимую в определенных пределах от величины производственной мощности, и переменную $C_{пер}$:

$$C_{г.\,м} = C_{пост} + C_{пер} = C_{пост} + З_{пост}/A_{г.\,м}, \tag{2.6}$$

где $З_{пост}$ — постоянная, независимая в определенных пределах от производственной мощности, составляющая часть годовых затрат предприятия.

К постоянной составляющей себестоимости $C_{пост}$ относятся затраты на производственные процессы — буровзрывные работы, экскавацию, транспорт, отвалообразование.

К постоянной составляющей годовых затрат предприятия относятся общие расходы на управление, содержание зданий и сооружений, оплату природных ресурсов, охрану окружающей среды и др.

Чем больше производственная мощность, тем меньше $C_{пер}$. Однако эта зависимость наблюдается лишь в определенных пределах изменений производственной мощности, т. е. до тех пор, пока общие постоянные годовые затраты сохраняются приблизительно на одном уровне.

Влияние технического прогресса на экономические показатели проявляется нередко в большей степени, чем влияние других факторов и должно обязательно учитываться при подготовке исходных данных и оценке их достоверности.

Технический прогресс — закон развития общества и постоянно действующий фактор в народном хозяйстве, в том числе в горном производстве. Конечная цель совершенствования техники, создания новых машин, материалов и технологий состоит в сокращении затрат труда и природных ресурсов на производство единицы продукции, потребляемой обществом. Динамика технико-экономических показателей, если они приведены в сопоставимый вид, свидетельствует, что, несмотря на колебания, скачки и падения в отдельные годы в оценке за длительный период, констатируется неуклонный рост производительности буровых станков, экскаваторов, транспортных средств и, в конечном счете, производительности труда (табл. 2.3—2.5).

Поэтому, принимая те или иные технико-экономические показатели в качестве исходных данных и прилагая их при решении проектных задач к будущим периодам, необходимо учитывать, что значение этих показателей под влиянием технического прогресса существенно изменится. Даже если они взяты по данным передовой практики, на базе лучших предприятий со временем они устареют. Поэтому для учета влияния технического прогресса во времени необходима корректировка таких исходных данных, которая осуществляется методами прогнозирования. Достижение достаточно высокой степени достоверности прогнозов осложняется тем, что на формирование и динамику экономических показателей одновременно с техническим прогрессом действуют другие факторы. Часть из них — постоянно действующие (увеличение глубины карьера, ухудшение горно-геологических условий и др.) могут быть учтены математическими методами. Учет влияния другой части факторов — изменения цен, заработной платы, введения новых видов и платежей за природные ресурсы и т. п., при прогнозах практически невозможен. Поэтому прогнозы многих показателей, особенно стоимостных, страдают значительными погрешностями. Тем не менее использование методов прогноза позволяет

Таблица 2.3

Технико-экономические показатели комбината «Ураласбест» по годам

Показатели	1950	1960	1970	1980	1989	1999
Годовая производительность комбината по горной массе, тыс. т	17 167	58 045	91 167	164 783	187 106	182 100
Годовая производительность комбината по руде, тыс. т.	3244	11 868	26 147	32 037	31 764	32 005
Текущий коэффициент вскрыши, т/т	3,53	3,87	2,49	4,14	4,86	4,79
Глубина горных работ, м	—	85	147	230	290	290
Энерговооруженность труда рабочего по горному цеху, тыс. кВт·ч	—	23,9	52,8	47,3	94,7	95,2
Фондовооруженность труда рабочего по горному цеху, тыс. руб.	6,1	7,8	16,3	32,3	58,9	59,0
Среднегодовая стоимость основных производственных фондов, тыс. руб.	17 890	47 265	101 437	181 758	281 299	281 560
Число рабочих по горному цеху	2943	6037	6226	4720	4778	4810
Годовая производительность списочного карьерного экскаватора, тыс. т	118	1217	1614	2556,3	2626,5	2638
Расстояние транспортирования, км	—	6,2	9,7	9,7	10,6	10,2
Время оборота локомотивосостава, мин	—	173	202,5	191,7	202,7	200
Затраты на 1 т горной массы, коп.	44,2	29,9	42,6	40	50,86	50,3
Годовая производительность труда рабочего по горной массе, т	5833	9615	14 643	34 912	39 160	39 580

Таблица 2.4

Показатели Оленегорского ГОКа по годам

Показатели	1966	1970	1974	1978	1982	1986	1989	1990
Годовая добыча руды, млн т	8,72	11,06	13,87	13,31	16,5	15,64	15,95	15,8
Объем вскрышных работ, млн м³	4,05	5,7	8,8	6,84	11,47	16,76	20,3	20,9
Текущий коэффициент вскрыши, т/т	1,25	1,4	1,69	1,33	1,85	2,8	2,97	2,8
Глубина карьера, м	48	99	108	194	204	210	260	260
Годовая производительность списочного экскаватора, тыс. м³	418,7	524	620	635	669	900,1	1030	1105
Годовая производительность среднесписочного бурового станка, тыс. м	14,17	15,92	24,67	27,91	30,93	35,83	35,58	36,7
Годовая производительность среднесписочного автосамосвала, тыс. т	168	279	372	289,4	388	658,7	1111,5	1100
Себестоимость 1 т сырой руды, руб.	1,19	1,57	1,7	2,29	2,57	2,46	2,6	2,7
Себестоимость 1 м³ вскрыши, руб.	1,55	1,43	1,55	1,97	2,18	2,01	1,9	2,02

Таблица 2.5

Показатели Коркинского разреза по годам

Показатели	1944	1950	1960	1970	1980	1988	1990
Глубина карьера, м	95	175	225	335	419	450	450
Годовая добыча угля, тыс. т	5888	4308	5707	5768	5129	3282	3310
Годовой объем вскрышных работ, тыс. м³	6115	14 555	28 085	28 070	23 227	22 020	22 030
Коэффициент вскрыши, м³/т	1,04	3,38	4,92	4,87	4,52	6,71	6,6
Годовая производительность экскаватора на добычных работах, тыс. т	181	205	679	835	819	453	520
То же, на вскрышных работах, тыс. м³	—	640	1047	1093	1002	942	1000
Суточная производительность локомотивосостава, м³	—	—	2955	2262	2444	2907	2890
Затраты на 1 м³ вскрыши, коп.	—	50,4	40,8	54,7	69,8	95,4	94,8
Себестоимость 1 т угля, коп.	—	—	281,9	341,1	448,6	942	950
Число списочных экскаваторов:							
на добычных работах	32	21	8,4	6,9	4,96	6,74	6,8
на вскрышных работах	—	—	26,8	25,7	23,2	23,4	24,2
Число рабочих:							
на добычных работах	2841	2180	1452	625	479	383	376
на вскрышных работах	—	2620	2441	2348	1355	1313	1320
Месячная производительность труда рабочего:							
на добычных работах, т	202	160	327	769	921,6	714,1	810
на вскрышных работах, м³	—	480	937	996	1378,7	1397,6	1392

более обоснованно оценить достоверность различных технико-экономических показателей, используемых в качестве исходных данных.

2.8. ОБОСНОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Показатели производительности экскаваторов, транспортных средств и других горных машин, выступающие в качестве исходных данных, обычно принимаются на основе практики аналогичных предприятий. Однако с целью повышения их достоверности они должны быть скорректированы на условия будущего периода. При прогнозировании используют зависимости изменения показателей во времени за длительные периоды — трэнды, которые в зависимости от условий имеют различные формы и математические выражения.

Оценивая пригодность той или иной формы для конкретных условий, можно исходить из следующих предпосылок.

Анализ динамики технико-экономических показателей горных предприятий показывает, что показатели производительности оборудования, несмотря на хаотическое влияние различных факторов, в основном изменяются закономерно. Производительность отдельной конкретной машины в первый период после ее пуска в эксплуатацию через некоторое время начинает снижаться вследствие ее физического износа (табл. 2.6).

Производительность машин определенной модели после ее создания в течение длительного времени изменяется по степенной функции. По мере освоения модели в первый период наблюдается быстрый рост ее производительности, который поддерживается благодаря усовершенствованиям и выпуску новых модификаций. Затем производительность стабилизируется, так как все возможности данной модели оказываются ис-

Таблица 2.6

Коэффициент снижения производительности горной машины в зависимости от срока ее эксплуатации (по данным Л. А. Сорокина и А. М. Ольховского)

Тип горного оборудования	Коэффициент при сроке службы машины, лет				
	1—3	3—5	5—8	8—10	10
Буровой станок	1—0,97	0,96—0,92	0,91—0,85	0,84—0,7	0,71—0,59
Одноковшовый экскаватор	1—0,98	0,97—0,94	0,93—0,88	0,87—0,8	0,79—0,7
Автосамосвал	1—0,85	0,84—0,72	0,71—0,43		

пользованными, и возникает необходимость перехода к новым моделям или видам оборудования, благодаря которым осуществляется новый этап в росте производительности машин этого типа.

В целом, за длительный период динамика показателей производительности машины определенного типа, например, автосамосвала ($П_а$), буровых станков ($П_{б.с}$), одноковшовых экскаваторов ($П_э$), может быть описана с определенной степенью погрешности уравнениями прямой или показательной функции, т. е.

$$П_т = П_0(1 + \Delta П); \tag{2.7}$$

$$П_т = П_0 k^т_п, \tag{2.8}$$

где $П_0$ — производительность машины в исходном году; $П_т$ — то же, через т лет; $\Delta П$ — коэффициент среднегодового прироста производительности; $k_п$ — коэффициент ежегодного прироста.

На практике в конкретных условиях проектируемого карьера на производительность горнотранспортного оборудования будут оказывать влияние не только технический прогресс, но и другие факторы, прежде всего увеличение глубины карьера и ухудшение горно-геологических условий, старение оборудования.

Комплексная оценка влияния технического прогресса и глубины карьера может быть сделана на основе трэндов, описываемых функцией вида

$$П_т = П_0 k^т_1 k^н_2 k^т_3, \tag{2.9}$$

где k_1, k_2, k_3 — коэффициенты влияния соответственно технического прогресса ($k_1 > 1$), глубины карьера ($k_2 < 1$), старения парка оборудования ($k_3 < 1$).

Формализованное описание этих зависимостей и производство прогнозов затруднено влиянием других, в том числе конъюнктурных факторов. Тем не менее для конкретных условий горного предприятия, принимаемого при проектировании в качестве аналога, могут быть построены трэнды, позволяющие производить оценки и обоснование показателей производительности горных машин, как исходных данных для проектных решений будущих периодов.

В табл. 2.7, 2.8 и на графике рис. 2.2 приведены сведения об изменении производительности горных машин на ряде горных предприятий и в целом по отраслям горного производства, свидетельствующие о том, что, несмотря на различные неблагоприятные экономические ситуации, рост производительности горных машин в течение многих десятков лет носит закономерный характер.

Таблица 2.7

Годовая производительность списочного бурстанка, м

Карьер	1966	1970	1974	1978	1982	1986	1989	1990
Оленегорский	14 175	15 921	24 669	27 910	30 930	35 830	36 210	36 580
Ковдорский	19 738	23 714	28 746	39 470	41 700	39 500	40 890	40 120
Коршуновский	9775	18 102	26 859	45 330	38 180	37 500	37 980	37 750
Михайловский	9055	12 055	14 811	12 700	16 100	20 900	19 180	20 500
Лебединский	9325	18 662	18 306	19 800	21 900	25 500	25 600	25 750
Ингулецкий	6142	12 750	20 380	22 053	21 700	22 000	21 500	22 100
Центральный ГОК	5452	14 529	22 353	19 270	16 140	20 250	19 000	19 570
Южный ГОК	7339	19 506	20 959	22 370	13 600	13 400	14 700	14 710

Таблица 2.8

Годовая производительность среднесписочного экскаватора, тыс. м³

Карьер	1966	1970	1974	1978	1982	1986	1989	1990
Оленегорский	418	524	620	663	669	900	1030	980
Ковдорский	450	532	655	860	871	1265	1208	1150
Коршуновский	585	764	786	1064	717	1040	1081	1025
Михайловский	656	717	851	826	1214	1275	1118	1230
Лебединский	642	614	847	902	778	879	951	968
Ингулецкий	661	605	796	942	821	1048	1113	1127
Центрального ГОКа	582	691	927	913	629	802	883	870
Южного ГОКа	634	747	814	775	861	789	786	797

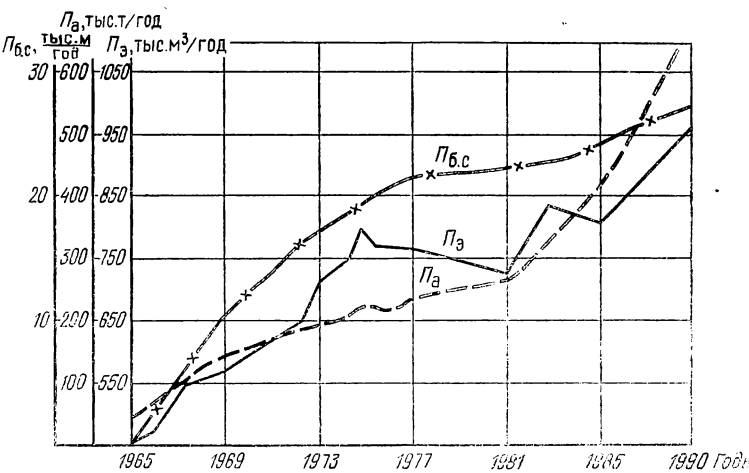


Рис. 2.2. Графики изменения производительности горнотранспортного оборудования по годам на железорудных карьерах

2.9. ОБОСНОВАНИЕ ИСХОДНЫХ СТОИМОСТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Проведенный технико-экономический и статистический анализ фактических показателей работы более 50 рудных карьеров, в процессе которого исследовалось совокупное влияние на стоимостные показатели большого количества горно-геологических, экономических и географических факторов, позволил получить экономико-математические модели эксплуатационных и капитальных затрат на открытые горные работы, имеющие вид

$$P = f(x_1, x_2, x_3), \tag{2.10}$$

где x_1, x_2, x_3 — факторы, определяющие величину показателя P.

Исследованием было установлено, что в качестве определяющих факторов x_1, x_2, x_3 в экономико-математических моделях себестоимости руды и вскрыши и удельных капитальных вложений являются производственная мощность карьера по руде, горной массе и вскрыше, крепость и плотность руды и вскрыши, текущая глубина карьера, вид транспорта, длина транспортирования руды и вскрыши по поверхности, а также влияние технического прогресса во времени.

Экономико-математические модели представлены в виде уравнений цеховых затрат на выемку полезного ископаемого и вскрыши на карьерах с железнодорожным, автомобильным и комбинированным транспортом. Они предназначены в основном для укрупненных расчетов при составлении проекта кондиций, технико-экономического обоснования.

Эти модели имеют вид:

$$C_{\text{в}} = 15{,}6 + 7{,}8 \cdot 10^{-4} H^2_t + 9{,}7 f_{\text{в}} + 183{,}9 V_t^{-1} - 23{,}4n + 4{,}7^2{}_n - 0{,}62T; \tag{2.11}$$

$$C_{\text{пи}} = 69{,}8 + 9{,}1 \cdot 10^{-4} H^2_t + 129{,}7 \gamma_{\text{пи}} + 14{,}5 \cdot 10^2 W^{-1} - 131{,}2n - 1{,}67T \tag{2.12}$$

$$k_{\text{гм}} = 3{,}2 + 7{,}4 \cdot 10^{-5} H_t + 17{,}1 W^{-2} + 0{,}87 k^{-1}{}_{\text{в}} + 0{,}93n - 6{,}7 \cdot 10^{-3} T, \tag{2.13}$$

где $C_{\text{в}}$ — себестоимость выемки 1 м³ вскрыши в t-м году, коп/м³; $C_{\text{пи}}$ — себестоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого в t-м году, коп/м³; $k_{\text{гм}}$ — удельные капитальные затраты на создание производственной мощности, руб.; H_t — глубина карьера в t-м году, м; $f_{\text{в}}$ — коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова в t-м году; V_t — годовой объем вскрышных работ в t-м году, млн м³, n — доля железнодорожного транспорта в общем объеме перевозок горной массы (от 0 до 1); T — год эксплуатации карьера; $\gamma_{\text{пи}}$ — плотность полезного ископаемого в t-м году, т/м³; W — годовой объем выемки горной массы в t-м году, млн м³; $k_{\text{в}}$ — текущий коэффициент вскрыши, м³/т³.

Таблица 2.9

Сравнение фактических и расчетных показателей себестоимости вскрыши

Карьер	Фактические показатели		Расчетная себестоимость 1 м³ вскрыши, коп.	Отклонение расчетной себестоимости 1 м³ вскрыши от фактической, коп.
	млн м³	коп/м³		
Оленегорский	14,5	230	218	—12
Костомукшский	12	173	168	—5
Михайловский	37,4	133	141	+8
Коршуновский	15,5	123	132	+9
ЮГОКа	8,6	213	198	—15
Ингулецкий	12	143	145	+2

В табл. 2.9 приведены фактические и расчетные значения себестоимости вскрыши по ряду карьеров за 1990 г., которые позволяют судить о надежности полученных уравнений.

Из рис. 2.3 видно, что на величину себестоимости вскрыши наибольшее влияние оказывают глубина горных работ, крепость пород, годовой объем вскрышных работ и вид транспорта, используемый при перевозке вскрыши.

Из формул (2.10)—(2.12) видно, что с увеличением глубины карьера себестоимость выемки полезного ископаемого и вскрыши, а также удельные капитальные вложения возрастают.

В целом влияние глубины горных работ, как правило, проявляется в большей степени, чем влияние фактора времени. При совокупном влиянии этих факторов с увеличением глубины горных работ возрастают себестоимость и удельные капитальные вложения.

Приведенные статистические зависимости стоимостных показателей горных работ от основных определяющих факторов обеспечивают возможность расчета этих показателей в конкрет-

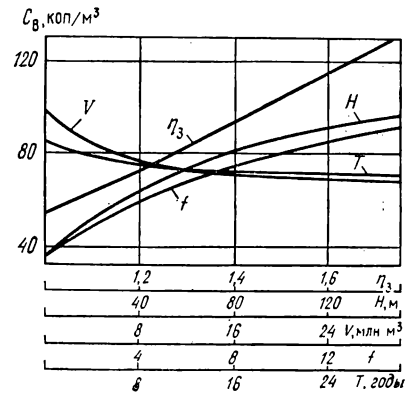


Рис. 2.3. График зависимости затрат $C_в$ на 1 м³ вскрыши от районного коэффициента $\eta_э$ к заработной плате, годового объема V вскрышных пород, глубины карьера H, коэффициента крепости пород f, фактора времени T

ных горнотехнических, горно-геологических и географических условиях и являются достаточно надежной исходной информационной системой для оптимизации основных параметров открытых горных работ.

Ниже приведены примеры расчета себестоимости вскрыши.

ПРИМЕР 1. Определить себестоимость вскрыши в 1990 г. по формуле (2.10) при следующих условиях: глубина карьера $H=200$ м, годовой объем вскрышных работ $V=20$ млн м^3, коэффициент крепости вскрышных пород $f_н=12$, доля железнодорожного транспорта в общем объеме перевозки вскрыши $n=0{,}2$.

По формуле (2.10) определяем себестоимость вскрыши:

$$C_в = 15{,}6 + 7{,}8 \cdot 10^{-4} \cdot 200^2 + 9{,}7 \cdot 12 + 183{,}9 \cdot 20^{-1} - 27{,}4 \cdot 0{,}2 + \\ + 4{,}7 \cdot 0{,}2 - 0{,}62 \cdot 2^2 = 166{,}6 \text{ коп/м}^3.$$

2.10. ОБОСНОВАНИЕ ИСХОДНЫХ СТОИМОСТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

На стоимостные показатели разработки подземным способом существенное влияние оказывают геологические условия месторождения, система разработки, глубина горных работ, производственная мощность шахты, климатические условия и др.

С учетом всех факторов, влияющих на стоимостные показатели, методом корреляционного анализа были обработаны фактические показатели работы более 40 рудных шахт и получены формулы для расчета удельных капитальных вложений на строительство шахт и себестоимости 1 т добычи руды подземным способом в зависимости от определяющих факторов.

При этом наиболее распространенные системы разработки подземным способом расставлены по рангу по принципу увеличения себестоимости 1 т руды.

Система разработки	*Ранг*
С блоковым обрушением	1
Камерно-столбовая	2
Этажно-камерная	3
С подэтажным обрушением	4
С подэтажными штреками	5
Этажно-камерная с закладкой	6
С магазинированием руды	7
С слоевым обрушением	8
Горизонтальными слоями с закладкой	9

Ранг для предприятия, на котором применяются несколько систем разработки, определяется по формуле

$$R = \sum A_n \cdot R_n / 100, \qquad (2.14)$$

где A_n — объем руды, добываемой на предприятии с помощью n-й системы разработки, %; R — ранг n-й системы разработки.

Например, на руднике 20% руды добывается с применением системы с блоковым обрушением, 50% — этажно-камерной, 30% — с подэтажными штреками. Ранг системы с блоковым обрушением равен 1, ранг этажно-камерной системы — 3, системы с подэтажными штреками — 5. Тогда общий ранг систем разработки по руднику

$$R = (20 \cdot 1 + 50 \cdot 3 + 30 \cdot 5)/100 = 3{,}2.$$

Статистические зависимости удельных капитальных вложений $У_{nt}$ и стоимости 1 т добычи руды подземным способом C_{nt} от определяющих факторов, в том числе и от технологии работ, имеют вид:

$$У_{nt} = 10{,}4\eta_з^{1{,}4} R_t^{0{,}25} A_{nt}^{-0{,}14} H_{nt}^{0{,}16}; \qquad (2.15)$$

$$C_{nt} = 2{,}14\eta_з^{1{,}3} A_{nt}^{-0{,}21} R_t^{0{,}4} H_t^{0{,}35} (T - 1975)^{-0{,}04}, \qquad (2.16)$$

где A_{nt} — производственная мощность подземного рудника в t-м году, тыс. т; $\eta_з$ — районный коэффициент к заработной плате; R — ранг системы разработки в t-м году; H_t — глубина горных работ в t-м году, м; T — календарный год.

Область применения уравнений (2.14) и (2.15) ограничивается следующими горно-геологическими условиями: мощность рудных тел более 3 м, угол падения залежи от 0 до 90°, коэффициент крепости руд и вмещающих пород по классификации проф. М. М. Протодьяконова не менее 5—6.

Уравнения (2.14)—(2.15) имеют соответственно корреляционные отношения 0,78 и 0,86. Средняя квадратическая ошибка расчета удельных капитальных вложений по уравнению (2.14) составляет 32%, а себестоимости добычи руды подземным способом по уравнению (2.14) — 21%.

Степень влияния различных факторов на себестоимость добычи руды подземным способом показана на рис. 2.4. Наибольшее влияние на себестоимость руды оказывают географические

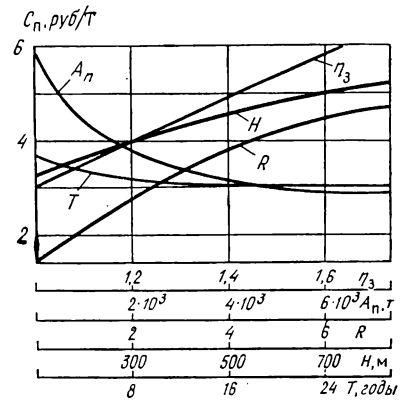


Рис. 2.4. График зависимости себестоимости $C_п$ 1 т руды, добытой подземным способом, от районного коэффициента $\eta_з$ к заработной плате, производительности $A_п$ подземного рудника, ранга R системы разработки, глубины горных работ H, фактора времени T

и климатические условия, технология работ (ранг системы разработки) и производственная мощность. Меньшее влияние на себестоимость оказывают изменение глубины горных работ и фактор времени. При этом в процессе развития горных работ они воздействуют на себестоимость во взаимно обратных направлениях. Степень влияния на себестоимость понижения горных работ во времени зависит от первоначальной глубины шахты и скорости понижения горных работ. Например, если при первоначальной глубине шахты 400 м и скорости понижения работ 10 м в год себестоимость 1 т руды за 10 лет повысится с 4,25 до 4,5, то при скорости понижения работ 20 м в год себестоимость 1 т руды за счет увеличения глубины повышается за 10 лет с 4,25 до 4,75 руб. В то же время под действием фактора времени себестоимость 1 т руды за 10 лет понизится с 4,25 до 3,87 руб. За счет совместного воздействия фактора времени и увеличения глубины работ в первом случае произойдет снижение себестоимости на 15 коп., во втором случае — повышение на 9 коп.

ПРИМЕР. Определить удельные капитальные вложения на строительство шахты и себестоимость 1 т добычи руды подземным способом при следующих условиях: районный коэффициент к заработной плате $\eta_з = 1{,}2$; производственная мощность рудника $A_t = 2000$ тыс. т, глубина горных работ $H_t = 500$ м, система разработки — с подэтажным обрушением, расчетный год 1990.

Удельные капитальные вложения по формуле (2.15)

$$У_{nt} = 10{,}4 \cdot 1{,}291 \cdot 0{,}345 \cdot 1{,}414 \cdot 2{,}700 = 17{,}57 \text{ руб/т}.$$

Здесь ранг системы разработки равен 4 и $R_t^{0,25} = 1{,}414$, $\eta_з^{1,4} = 1{,}291$, $A_{gt}^{-0,14} = 0{,}345$, $H_t^{0,16} = 2{,}7$.

Себестоимость 1 т добычи руды подземным способом определяется по формуле (2.16), а составляющие элементы согласно принятым условиям $\eta_з^{1,3} = 1{,}267$; $A_{nt}^{-0,21} = 0{,}202$; $R_t^{0,4} = 1{,}741$; $H_{nt}^{0,25} = 4{,}728$; $(T - 1972)^{-0,04} = 0{,}89$.

Прогнозные технико-экономические показатели подземной разработки угольных месторождений могут быть определены на основе экономико-математических моделей д-ра эконом. наук Я. В. Моссаковского.

Например, для условий Кузбасса им получена следующая формула для определения себестоимости добычи 1 т угля:

$$C = 12{,}2 - 0{,}0285t - (0{,}001 + 0{,}000157t) A_ш - \left(0{,}3 + \frac{16}{t}\right) M + \left(0{,}15 - \frac{0{,}8}{t}\right) n + (0{,}0077 - 0{,}001t) H - (0{,}035 - 0{,}001t) A_з + 0{,}024L, \quad (2.17)$$

где t — календарный период в годах; M — мощность пласта; n — число разрабатываемых пластов; H — максимальная глубина разработки, м; $A_з$ — нагрузка на очистной забой, тыс. т/год;

$A_ш$ — нагрузка на шахту, тыс. т/год; L — протяженность горных выработок, км.

Аналогичные зависимости получены для определения производительности труда (т/чел-мес) и фондоемкости для условий Кузнецкого и Карагандинского угольных бассейнов.

Контрольные вопросы

1. Какие документы и материалы входят в состав исходных данных для проектирования?
2. Какие данные содержатся в задании на проектирование карьера?
3. Какими значениями для различных месторождений характеризуется допустимый для проектирования минимум запасов различных категорий разведанности?
4. Какими показателями характеризуются кондиции на минеральное сырье?
5. Какие геологоразведочные материалы необходимы в качестве исходных данных для проектирования карьера?
6. Какова погрешность геологических исходных данных? Как оценить степень их надежности?
7. Какова допустимая погрешность подсчета запасов?
8. Чем определяется надежность горнотехнических и экономических исходных данных?
9. Как приближенно определить влияние глубины карьера, дальности транспортирования и производственной мощности карьера на исходные стоимостные показатели?
10. Приведите примеры влияния технического прогресса на технико-экономические показатели карьера.
11. Какие факторы и как влияют на изменение технико-экономических показателей карьера во времени и по мере увеличения его глубины?
12. Какие зависимости используют при прогнозировании технико-экономических показателей горных предприятий?

3. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ПРОЕКТИРОВАНИЯ

3.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ЗАДАЧ ПРОЕКТА

Основные задачи, решаемые при проектировании горных предприятий, разделены на четыре типа: технические, горно-геометрические, экономические и технико-экономические.

Технические — это задачи, отличительной особенностью которых является однозначность решения, т. е. отсутствие необходимости экономической оценки вариантов. Это задачи таких дисциплин, как механика, гидравлика, электротехника, математика, физика и др. Технические задачи решаются, как правило, классическими методами. Они часто имеют стандартное математическое обеспечение. В горном производстве к этому типу относятся задачи горного давления, устойчивости откосов бортов и уступов, осушения, задачи определения параметров рабочих машин, элементов забоя, производительности машин, задачи строительные, сантехнические, теплотехнические и др.

Горно-геометрические — это задачи определения площадей, объемов, запасов полезных ископаемых и вскрышных пород по месторождению с разделением по типам и сортам руд, категориям разведанности на основе геологоразведочных данных, задачи построения погоризонтных планов по скважинам, преобразования поперечных сечений в погоризонтные планы, геометрического анализа карьерных полей, построения графиков режимов горных работ.

Экономические — это задачи определения затрат и доходов, себестоимости продукции, сметной стоимости строительства, трудоемкости, прибыли и рентабельности.

Технико-экономические — это задачи выбора оптимальных решений. Их отличительной особенностью является множество решений, которые отвечают техническим или технологическим требованиям, но отличаются результирующими технико-экономическими показателями. В связи с этим возникает необходимость в экономической оценке вариантов и выборе оптимального решения, которое в наибольшей степени отвечает заданному критерию. Технико-экономические задачи разнообразны. Они включают как главные принципиальные задачи при проектировании карьеров, в которых находятся оптимальные варианты основных параметров карьера, технологии и механизации, так и второстепенные задачи, в которых находятся оптимальные варианты деталей технологии и механизации. Решаются они различными методами технико-экономического анализа.

В зависимости от детальности расчетов задачи подразделяются на *приближенные и детальные.*

Приближенные решения обычно имеют место на стадиях обоснования кондиций, оконтуривания балансовых запасов, при проработке задания на проектирование, при составлении ТЭО и на первых этапах различных оптимизационных задач. В зависимости от степени детальности вычислений определяются требования к допустимой погрешности исходных данных, методам и средствам расчетов, а также затраты на выполнение работ и т. п. Во всех случаях, когда можно ограничиться прибли-

женными решениями, нет необходимости и не следует производить детальные расчеты, так как они требуют дополнительных затрат средств, труда и увеличивают сроки проектирования.

По масштабу объекта задачи проектирования подразделены на пять групп:

отраслевые, объектом которых является отрасль горной промышленности;

районно-отраслевые (районные), объектом которых является экономико-географический район или бассейн;

задачи крупного промышленного объединения или горно-обогатительного комбината, включающего несколько предприятий (карьеры, обогатительные фабрики);

карьерные или рудничные, объектом которых является отдельное горное предприятие;

участковые, объектом которых является отдельный участок или параметр карьера, технология, звено или элемент прогресса.

Для различных задач будут различными критерии оценки, число оцениваемых вариантов, методы решения, допустимая погрешность решения, форма представления исходных данных. Отраслевые и районные задачи обычно являются предметом комплексного проекта, ТЭО или перспективного плана развития бассейна, района. Участковые задачи обычно являются предметом локальных проектов и текущих планов предприятий.

В зависимости от содержания и методов решения в технико-экономических задачах могут быть выделены *распределительные, горно-геологические и технологические задачи.*

К распределительным относятся задачи, в которых оптимальные решения не могут быть найдены непосредственным сравнением вариантов. Из-за большого числа сочетаний они обычно требуют применения методов математического программирования — линейного, динамического и др. В группе отраслевых и районных задач распределительными являются задачи оптимального размещения карьеров и фабрик отрасли, района или бассейна, задачи оптимального порядка разработки месторождений бассейна или района, распределения мощностей между объектами (карьерами, комбинатами, объединениями); задачи рационального плана снабжения сырьем потребителей района и бассейна, рационального плана перевозок. В группе задач промышленного объединения к распределительным относятся задачи обоснования оптимального распределения производительности комбината между карьерами, оптимального порядка разработки группы разобщенных залежей при заданной суммарной производительности предприятия, обоснования оптимального места расположения фабрики для группы карьеров, оптимального размещения отвалов для группы карьеров и др. В группе карьерных задач к распределительным относятся

выбор и обоснование места и времени размещения отвалов и других поверхностных сооружений, распределение плана добычи руды по забоям, выбор места размещения и сроков переноса временных траншей и съездов, выбор места расположения и сроков переноса перегрузочных и усреднительных внутрикарьерных складов и сооружений и др.

К горно-геологическим отнесены задачи, требующие учета пространственного размещения полезного ископаемого и горных пород, а также их качественных характеристик в комплексе с горными работами, такие, например, как обоснование конечной глубины карьера, выбор направления развития горных работ, оценка раздельной и валовой выемки, обоснование календарного плана вскрышных и добычных работ, задачи систем разработки и вскрытия, в том числе обоснование высоты уступа, ширины рабочей площадки, угла рабочего борта, места ввода трассы в карьер и места расположения сооружений на поверхности и др. При решении горно-геологических задач существенную роль играет форма представления геологических и горно-геологических данных (способ моделирования объемов, пластов и рудных тел, рельефа местности и геометрических параметров карьера).

К технологическим отнесены задачи выбора горного оборудования, структуры и параметров механизации производственных процессов, расчета параметров бестранспортной системы разработки, параметров сетки буровых скважин, выбора способа проведения траншей и расчета их параметров, обоснования модели автосамосвалов, схемы комплексной механизации, оптимальных параметров транспортного потока и др.

В зависимости от разновременности затрат, динамичности определяющих факторов и сроков оценки технико-экономические оптимизационные задачи можно подразделить на *динамические и статические,* различающиеся критериями оценки и способом учета фактора времени.

К числу статических условно могут быть отнесены задачи, отвечающие следующим условиям. Срок оценки их должен быть не более 7—10 лет. Годовые текущие затраты в каждом варианте в течение оцениваемого срока принимаются постоянными или изменяющимися незначительно (в пределах 10—15% среднего их значения). Варианты могут быть приведены в сопоставимый вид по объему и качеству продукции, срокам оценки и другим определяющим параметрам.

В практике проектирования и планирования открытых горных работ к числу статических задач обычно относятся сравнение и оценка типов горного оборудования (буровых станков, экскаваторов, транспортных средств и др.), обоснование способов отвалообразования, проведения траншей, вентиляции, осушения и другие аналогичные задачи, которые могут быть

решены с достаточной достоверностью и изолированно от анализа плана вскрышных работ.

Динамические задачи характеризуются следующими признаками:

длительным периодом оценки (20—30 лет и более);

неравномерностью годовых объемов работ и затрат, ежегодной цены товарной продукции и прибыли предприятия вследствие изменения объема и качества полезного ископаемого;

значительной разновременностью затрат на добычные и вскрышные работы вследствие опережения вскрышных работ по отношению к добычным;

необходимостью вложения капитальных затрат не только в период строительства предприятия, но и в период эксплуатации месторождения для развития производительности предприятия;

непрерывным изменением основных технико-экономических показателей во времени и увеличением погрешности исходных данных с увеличением периода оценки.

Методическая классификация задач, решаемых при проектировании, приведена в табл. 3.1.

Цель классификации состоит в том, чтобы служить руководством при обосновании в выборе средств и методов решения задач и критериев оценки. В предлагаемой классификации

Таблица 3.1

Методическая классификация проектных задач

Классификационная группа	Классификационный признак	Задачи
Тип	Специализация	Технические Горно-геометрические Экономические Технико-экономические
Класс	Назначение	Проектирования Планирования Управления
Подкласс	Погрешность исходных данных и детальность расчетов	Приближенные Детальные
Группа	Уровень и масштаб объекта	Отраслевые Районные Горно-обогатительного комбината Карьерные Участковые
Подгруппа	Содержание и метод решения	Распределительные Горно-геологические Технологические

этому способствует подразделение на типы, подклассы и подгруппы. Классификационное основание этих группировок, их наименование указывает на методические приемы и средства решения той или другой задачи и на условия, определяющие критерий оценки. Наименование типов задач указывают на принципиальные различия в методах и средствах решений, наименование подклассов — на точность решения задач, наименование подгрупп служат руководством к выбору метода решения задач. Подразделение подгрупп по признаку разновременности затрат (динамические, статистические), по сопоставимости полезного эффекта в сравниваемых вариантах, по длительности оцениваемого периода служит руководством к выбору критерия оценки и средств решения задач, к обоснованию точности решения. Полное наименование задачи в соответствии с классификацией (например, технико-экономическая, приближенная, распределительная, статическая) облегчает выбор метода решения и критерия оценки.

3.2. МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ОПТИМИЗАЦИОННЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Проектирование карьеров — это творческий процесс, состоящий из решения различных задач.

Технико-экономические задачи решаются различными методами технико-экономического анализа.

Технико-экономический анализ — это совокупность методов количественной и качественной оценки факторов и параметров, определяющих искомый результат решения задачи.

Количественная оценка позволяет осуществлять измерение и сопоставление определяющих факторов и параметров с помощью принятых технических и экономических показателей. В качестве таких показателей используются денежные затраты или прибыль за определенный период времени, капитальные затраты, себестоимость продукции, производительность труда, расход энергии, металла, взрывчатых веществ и др. Количественная оценка наиболее точная, так как может быть осуществлена совокупным однозначным измерителем, выраженным в виде числа. Достоинство количественной оценки состоит также в возможности использования вычислительных машин для решения задачи.

Однако большинство экономических задач открытых горных работ отличается многообразием и сложностью взаимосвязей между основными геологическими, техническими и экономическими факторами. Для учета этих зависимостей в некоторых случаях возникает необходимость, кроме количественной оценки, использовать также качественную, т. е. оценивать степень влияния того или другого фактора путем логических

суждений. К числу факторов, оцениваемых качественно, относятся безопасность работ, требование минимальных потерь, санитарных норм, охраны окружающей среды, противопожарных норм и др. Тот или иной вариант может оказаться наилучшим по технико-экономическим показателям, однако после количественной оценки может быть отвергнут, если условия безопасности работ или экологические последствия при нем хуже по сравнению с другими вариантами. Таким образом, для правильного решения задачи необходимо учитывать в совокупности количественные и качественные зависимости.

В технико-экономическом анализе для решения технико-экономических задач открытой разработки используются следующие методы: сравнение вариантов, аналитический, графический и графо-аналитический, обобщение передового опыта, аналогий, логических инженерных решений, прогнозирования, интерполяции и экстраполяции и др. На предпроектных стадиях используются также методы лабораторных и промышленных экспериментов, натурного и физического моделирования. В связи с распространением ЭВМ все шире применяются методы математического моделирования.

Метод логических инженерных решений основан на богатом опыте исполнителя, его эрудиции. В ряде случаев он является интуитивным. Его достоверность зависит от полноты исходной информации и сложности поставленной задачи. Практика работы проектных организаций подтверждает, что сложные задачи при ограниченной информации, пользуясь интуицией, могут решать лишь опытные специалисты.

Метод обобщения передового опыта и метод аналогий широкого использования при проектировании для сравнения, анализа, синтеза, абстрагирования. Сравнение — это установление сходства и различий проектируемого и существующего объекта по его параметрам, показателям и др. Путем сравнения устанавливается, например, степень достоверности, прогрессивности, экономичности параметров проектируемого объекта, показателей проектируемого процесса и др. Метод аналогий основан на сходстве задачи с другим аналогичным запроектированным или работающим объектом. Чем больше сопоставимость сравниваемых объектов, тем больше достоверность решения. В большинстве случаев эти решения являются приближенными, так как при большом разнообразии условий открытой разработки подобрать аналог, даже в общих чертах соответствующий проектируемому объекту, удается редко. Чаще данные аналогов корректируются для приведения в сопоставимый вид.

При проектировании горных предприятий применяется натурное и физическое моделирование. *Натурное моделирование* представляет собой специальное исследование объекта про-

ектирования в его естественной среде при подобных или измененных в нужном направлении условиях. Например, для определения предельной по условиям устойчивости высоты отвала на карьере с аналогичными условиями могут быть выделены и специально созданы относительно небольшие по объему участки отвала с разной высотой, наблюдения за которыми позволяют решить поставленную задачу.

Физическое моделирование чаще осуществляется в лабораторных условиях. Физические модели воспроизводят функциональные и динамические характеристики объекта при сохранении его геометрического подобия. Они могут отличаться от оригинала материалом и скоростью исследуемого процесса. Например, используются физические модели, характеризующие процесс черпания экскаватором разрыхленной породы и др.

Рассмотренные методы применяются для решения задач горного дела уже давно. Так, аналитические методы широко применялись в 20—40-е годы в трудах профессоров М. М. Протодьяконова, П. И. Городецкого и др. Однако в современных условиях возникает необходимость в новом подходе не только к решению конкретных задач, но и к методическим положениям.

В последнее время благодаря использованию ЭВМ все большее применение при проектировании находит группа новых вычислительных методов, называемых методами исследования операций или математического программирования (линейное и динамическое и др.), а также методы математического моделирования и вычислительных экспериментов.

3.3. АЛГОРИТМ РЕШЕНИЯ ОСНОВНЫХ ЗАДАЧ ГОРНОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА КАРЬЕРА

Практика проектирования карьеров выработала определенный порядок решения задач горной части проекта, в основе которого лежит многошаговый процесс поиска совокупности оптимальных решений отдельных задач с учетом их взаимодействия посредством механизма обратных связей с поэтапным приближением к итоговому решению (рис. 3.1).

По существу этот процесс является диалоговым режимом с разделением на этапы, различающиеся глубиной и детальностью задач и постепенным повышением точности расчетов и степени оптимизации.

Метод обоснования и принятия оптимальных решений определяется спецификой горных предприятий, а именно: высокой степенью неопределенности условий, сложными, зачастую не имеющими количественного выражения зависимостями между определяющими факторами, а также трудностями согласо-

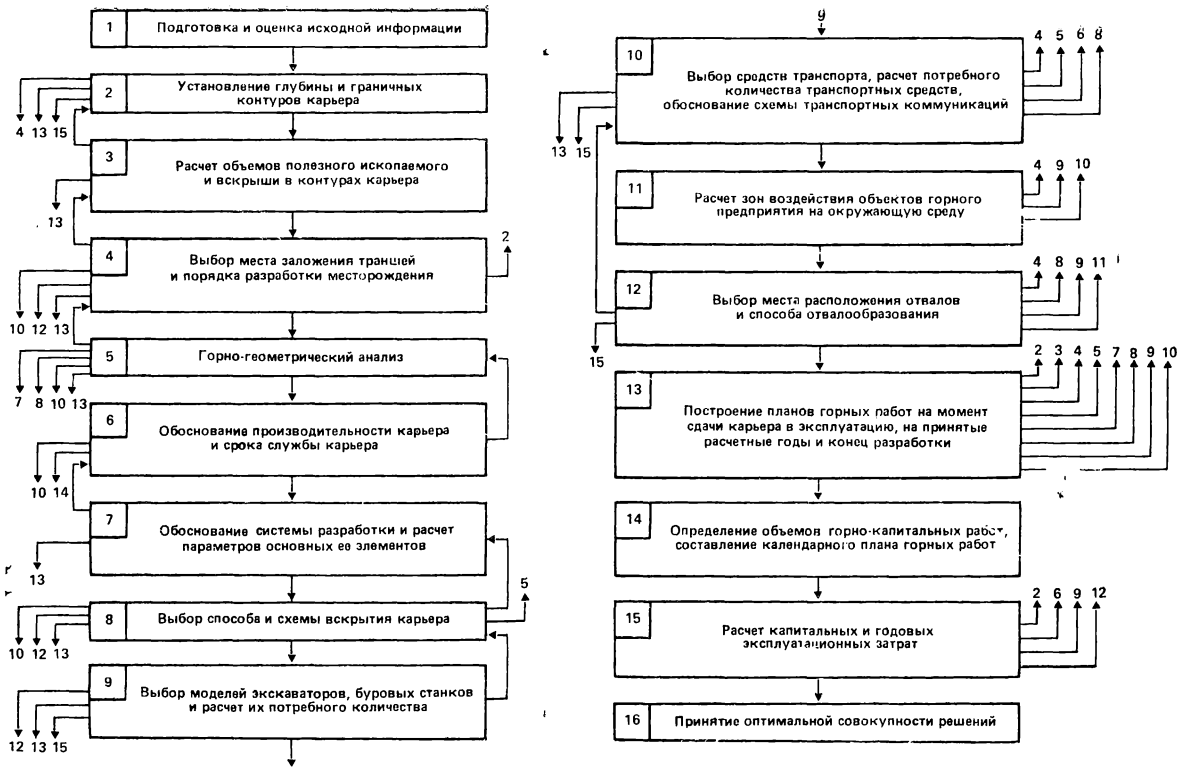


Рис. 3.1. Блок-схема алгоритма решения основных задач горной части проекта

вания решений в задачах, выполняемых различными исполнителями в различные сроки, в том числе в таких задачах, в которых результаты решений для одних являются исходными данными для других и в то же время находятся в сложной взаимосвязи. Наиболее часто *принятие решений осуществляется в шесть этапов.*

На I этапе принимаются приближенные решения по основным параметрам карьера и технологической схеме разработки, что позволяет установить основные взаимосвязи и осуществить компоновку общей схемы.

На II этапе производится пересчет и уточнение параметров с учетом общей схемы и принятых приближенных решений. Например, на I этапе конечная глубина карьера может быть определена приближенно на основе ориентировочно принятых значений углов погашения бортов карьера, на II этапе появляется возможность уточнить углы погашения бортов и на этой основе пересчитать глубину карьера.

На III этапе становится возможным провести горно-геометрический анализ и сделать предварительную оптимизацию основных параметров.

На IV этапе выполняются детальные расчеты по многим задачам.

На V этапе могут быть выполнены экономическая оценка и окончательная оптимизация основных параметров, в том числе схем вскрытия.

На VI этапе осуществляется изготовление основных чертежей горной части — погоризонтных и ежегодных планов развития горных работ и проводятся расчеты по ежегодным объемам работ, потребности в оборудовании, подсчитываются основные показатели, т. е. получают основные результаты горной части проекта.

Этот принципиальный подход постепенного приближения к итоговому решению позволяет в конкретных условиях в зависимости от достоверности исходных данных и сложности задачи, а также допустимых трудоемкости и сроков проектирования получить решение с определенной степенью достоверности.

В системе автоматизированного проектирования такой подход может быть реализован в диалоговом режиме лишь при достаточно полном комплекте терминальных устройств, включающих дисплеи, графопостроители и кодировщики.

Степень автоматизации вычислительных и графических работ может быть различной, но чем она выше, тем меньше трудоемкость и длительность работ и тем больше достоверность итоговых решений.

Горно-геологические условия при разработке месторождений настолько сложны и разнообразны, что число и содержание

этапов проектирования, а также содержание и глубина решения задач горной части в каждом случае различны.

Поэтому порядок решения проекта будет различным для различных горно-геологических условий: горизонтальных или крутых месторождений, однородных угольных или сложноструктурных рудных, одиночного карьера или группы залежей и т. д.

Однако во всех случаях первоначально должно осуществляться тщательное изучение и анализ исходных материалов и уточнение основных целей проекта.

Ниже изложено примерное *содержание отдельных этапов решения задач горной части* для условий сложноструктурных крутых мощных месторождений с большой глубиной открытой разработки.

Приближенные решения по основным параметрам и показателям карьера (I этап). 1. Определение приближенных контуров и глубины карьера и ориентировочное определение запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в этих контурах.

2. Выбор вероятной схемы механизации (вида транспорта и модели основного экскаватора).

3. Выбор системы разработки и приближенное установление ее параметров (высоты уступа, порядка развития горных работ).

4. Приближенный расчет производительности и сроков службы карьера.

5. Установление наиболеее вероятного места ввода трассы в карьеры, расположение ДОФ и отвалов.

6. Приближенное определение числа, мощности и направления грузопотоков.

7. Обоснование общей схемы вскрытия на конец отработки.

Пересчет и уточнение параметров (II этап). 1. Расчет прогнозных технико-экономических показателей.

2. Расчет граничного коэффициента вскрыши.

3. Расчет устойчивых углов уступов и бортов.

4. Пересчет границ и глубины карьера, обоснование перспективных глубин и контуров карьера.

5. Пересчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в расчетных контурах.

6. Обоснование способа подготовки горизонтов и расчет скорости понижения горных работ.

Горно-геометрический анализ и предварительная оптимизация основных параметров (III этап). 1. Выбор и обоснование оцениваемых вариантов развития горных работ, угла рабочего борта и др.

2. Горно-геометрический анализ по заданным вариантам.

3. Выбор оптимального направления развития горных работ в контуре карьера.

4. Экономическая оценка и предварительная оптимизация вариантов системы разработки, схемы вскрытия и их параметров, а также параметров транспорта.

Детальные расчеты (IV этап). 1. Обоснование технологической схемы и структуры механизации. Расчеты производительности горнотранспортного оборудования.

2. Расчеты БВР, параметров систем разработки (уступов, рабочих площадок, заходок, траншей).

3. Расчеты по проходке траншей и подготовке новых горизонтов. Уточнение скорости понижения горных работ.

4. Расчет скорости подвигания фронта работ, заходок.

5. Расчет готовых к выемке запасов.

6. Расчет отвалов, перегрузочных пунктов.

7. Расчет внешних капитальных траншей (объемов, сроков проходки).

8. Расчет объемов и сроков горно-капитальных работ.

9. Расчет осушения.

Экономическая оценка вариантов и оптимизация основных параметров карьера (V этап). 1. Экономическая оценка, оптимизация и выбор рационального направления развития горных работ при принятой технологической схеме.

2. Расчеты и установление промежуточных контуров и этапов.

3. Экономическая оценка и выбор оптимального календарного плана добычных и вскрышных работ.

4. Детальный расчет поэтапных схем вскрытия.

Проектирование развития горных работ (календарные планы, VI этап). 1. Изготовление погоризонтных планов горных работ.

2. Отстройка схем вскрытия.

3. Изготовление поперечных сечений.

4. Изготовление ежегодных планов горных работ.

5. Расчет таблиц календарного плана с расчетами ежегодных объемов по видам работ, сортам руд, видам вскрыши.

6. Расчеты количества машино-смен оборудования по видам работ (бурение, экскавация, транспорт и т. д.). Расчеты потребности трудящихся, материалов, энергии и т. п.

7. Расчеты капитальных годовых и эксплуатационных затрат.

3.4. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ОПЕРАЦИЙ И МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

В ряде задач число сравниваемых и оцениваемых вариантов настолько велико, что выбор оптимального путем их непосредственного сравнения, даже при использовании ЭВМ, невозможен.

В этом случае для отыскания оптимального решения используют методы исследования операций (математического

программирования) — линейный, динамический, метод графов, метод Монте-Карло и др.

В практике проектирования и исследования открытых горных работ чаще используется метод линейного программирования, который применяют для решения транспортных и распределительных задач, таких, как выбор рационального порядка разработки группы залежей, места расположения обогатительной фабрики или отвала для группы карьеров, рационального распределения объема полезного ископаемого, добываемого на нескольких карьерах, между несколькими фабриками и др.

Линейное программирование представляет собой совокупность математических методов (симплекс-метода, распределительного метода и др.) решения экстремальных задач, в которых все неизвестные величины входят в уравнения и неравенства в первой степени, т. е. выражены линейно. Так как основная цель решения задачи методом линейного программирования заключается в нахождении наилучшего варианта использования имеющихся ресурсов для удовлетворения заданных потребностей, то при решении формулируется критерий оптимальности, т. е. показатель, по которому производится сравнение вариантов. Критерий оптимальности может выражаться минимальным расходом ресурсов (топлива, электроэнергии, материалов, денежных средств, суммарного расстояния транспортирования груза и др.) или максимальным количеством полученной продукции в натуральном или денежном выражении.

Функциональные ограничения могут выражать ограничения возможности использования по вариантам ресурсов (например, материалов, затрат, максимальной производительности оборудования и др.).

Например, требуется распределить добываемый на четырех карьерах известняк между тремя потребителями таким образом, чтобы общая величина транспортных затрат была минимальной. Общая добыча в сутки 14 тыс. т, в том числе на карьере № 1 — 2 тыс. т, № 2 — 3 тыс. т, № 3 — 4 тыс. т и № 4 — 5 тыс. т. Потребность трех цементных заводов, на которые поставляется известняк, равна соответственно 3, 5 и 6 тыс. т. Затраты на транспортирование 1 т известняка от карьеров до заводов приведены в табл. 3.2.

Общее число возможных вариантов распределения добытого известняка по заводам в данном примере составляет $24 \cdot 10^6$. Оптимальный вариант, обеспечивающий минимальные общие затраты на транспортирование и найденный методом линейного программирования, приведен в табл. 3.3.

Задачи линейного программирования решаются с применением ЭВМ и стандартных программ. Вручную можно решать задачи с небольшим числом переменных (до 5—7).

Методы математического моделирования в горном производстве развиваются в связи с требованиями практики.

Если ранее, при относительно небольших размерах предприятий и темпах развития, можно было при проектировании и

Таблица 3.2

Затраты на транспортирование 1 т известняка (руб.) к заводам-потребителям

Номер карьера-поставщика	Номер завода-потребителя		
	1	2	3
1	1	1,3	1,5
2	1,2	1,1	1
3	1,3	1,4	1,2
4	0,8	1,2	0,9

Таблица 3.3

Распределение добытого известняка (тыс. т) по заводам-потребителям

Номер карьера-поставщика	Номер завода-потребителя		
	1	2	3
1	2	—	—
2	—	3	—
3	—	2	2
4	1	—	4

планировании основываться на упрощенных методах, то в современных условиях они, как правило, должны быть отвергнуты, так как приводят к недостоверным и ошибочным решениям в проектах и планах и к огромному ущербу.

Месторождения полезных ископаемых и горные предприятия по их разработке являются сложными многофакторными эколого-технологическими комплексами, развивающимися в течение длительного времени (до 20—25 лет и более) в пространстве и во времени и характеризующимися как объекты исследования и управления большими массивами информации различного вида — геометрической, экологической, технической, технологической, экономической и др. Основные группы определяющих факторов (геометрии, качества, динамики, экономики) находятся в сложной взаимосвязи и в комплексе составляют для каждого объекта весьма значительный информационный массив исходных данных, промежуточных и конечных результатов. При традиционных, обычно графоаналитических методах, добиться оптимального решения в большинстве задач этого класса практически невозможно (даже при использовании ЭВМ), так как эти методы, сложившиеся на базе ручных вычислений и минимального количества перерабатываемой информации, основаны на чрезмерно упрощенных, хотя иногда и весьма громоздких моделях, не отражающих в необходимой степени реальных, в действительности сложных условий.

Возникла необходимость в таких математических моделях и методах, которые были бы ориентированы на обработку больших массивов информации с применением ЭВМ и на автоматизированное многовариантное решение практических задач в реальных условиях и в практически допустимые сроки.

Современное математическое моделирование горных предприятий находится в стадии становления и первоначального развития.

При создании различных математических моделей месторождений полезных ископаемых, всех компонент окружающей среды, горных предприятий, их объектов и процессов производства в зависимости от назначения модели, технических средств решения проектных задач, количества и качества исходных данных и прочих условий применяются различные принципы моделирования и математические методы.

В практике проектирования и исследования открытых разработок объектами проектирования чаще всего выступают месторождения полезных ископаемых, рельеф местности, рабочая зона карьера, система транспортных коммуникаций, технологические процессы горного производства (бурение, взрывание, экскавация, отвалообразование, усреднение качества руд и др.), процессы воздействия горного производства на природную среду и др.

Математические модели при проектировании карьеров используются для проведения вычислительных экспериментов, так как физические эксперименты в горном производстве, как известно, во многих случаях или практически невозможны, или излишне дороги, для преобразования практической информации в цифровую с целью ее обработки посредством ЭВМ, для оценки и обоснования исходных данных, в том числе экономических, для решения различных проектных задач с применением вычислительной техники.

Вычислительный эксперимент как метод принятия проектных решений на базе математических моделей, адекватно отражающих реальные производственные условия, получает все большее распространение по мере совершенствования вычислительной техники и развития САПР.

Например, на математическую модель месторождения, введенную в память ЭВМ, накладываются математические модели карьера, рабочей зоны и тем самым появляется возможность проигрывания вариантов развития горных работ, выполнения многовариантного горно-геометрического анализа, подсчетов запасов полезного ископаемого и вскрыши по слоям и зонам с разделением на сорта и виды и т. п. Накладывая дополнительно модели транспортных коммуникаций вскрывающих выработок, получаем возможность расчета и оценки ва-

риантов вскрытия, конструкций системы транспортных коммуникаций во взаимосвязи с развитием горных работ и т. п.

Таким образом, в сроки, допустимые по условиям процесса проектирования, могут быть произведены расчеты и оценки большого числа разнообразных вариантов параметров и развития горного предприятия в условиях, близких к реальным.

3.5. МЕТОД ВАРИАНТОВ

Метод непосредственного сравнения вариантов по их технико-экономическим показателям является наиболее распространенным в практике проектирования горных предприятий. Он широко применяется для решения таких задач, как определение границ и оптимальной производительности карьера, выбор транспорта, схемы механизации и др.

Порядок решения задачи следующий: по условиям задачи отбирают технически возможные и экономически наиболее целесообразные варианты. Затем обосновывают экономический критерий для оценки и сравнения вариантов и выполняют расчеты, на основе которых определяют значения показателей, служащих в качестве экономического критерия. Производят количественную и качественную оценку вариантов и путем сравнения результатов расчета выбирают наиболее целесообразный вариант. Применение метода вариантов, несмотря на его кажущуюся простоту, требует соблюдения следующих правил.

1. Выбор вариантов для экономического сравнения должен основываться на тщательном анализе условий задачи, чтобы для детального расчета были приняты действительно технически возможные варианты.

2. Чем больше число вариантов, тем выше точность, но и больше трудоемкость решения задачи. Поэтому для детального расчета должно назначаться минимальное, но достаточное число вариантов. Для выбора вариантов, назначаемых к детальному технико-экономическому сравнению, их можно предварительно оценивать на основе укрупненных расчетов.

3. Детальность расчетов и погрешность решения задачи в основном зависит от погрешности исходных данных. Поэтому исходные данные и соответствие их условиям задачи должны тщательно анализироваться.

4. Особое внимание должно быть обращено на выбор экономического критерия, от которого зависит трудоемкость решения задачи и правильность выводов.

5. В оптимизационных динамических задачах нередко главным является фактор времени. Поэтому варианты могут быть сопоставимы лишь в том случае, когда сравниваемые решения относятся приблизительно к одному календарному отрезку

времени и имеют приблизительно равные по продолжительности сроки оценки. Исходные данные (особенно экономические показатели, цены, нормативы расхода материалов и др.) должны относиться к одному моменту времени. В противном случае они несопоставимы, так как технико-экономические показатели систематически изменяются во времени.

6. При расчетах должны учитываться лишь существенные затраты и доходы. Мерой существенности затрат и доходов является их относительная величина, устанавливаемая в зависимости от точности расчетов.

7. Варианты оцениваются и сопоставляются по абсолютной и относительной величине показателя, принятого в качестве экономического критерия. Относительная величина принимается в процентах от меньшего показателя. Для сравнения вариантов обычно составляется таблица с абсолютными и относительными величинами сравниваемых показателей.

Если разница между показателями сравниваемых вариантов не выходит за пределы точности расчета, то варианты рассматриваются как равноценные. В практике проектирования принято считать варианты равноценными, если разница в затратах составляет не более 5—10%. В этом случае предпочтение отдается варианту, более удобному в организационном отношении или технически более надежному.

На основе обобщения опыта составления ТЭО проектов горнодобывающих предприятий и оценки этих проектов при экспертизе некоторые специалисты рекомендуют считать равноценными варианты с разницей между такими показателями, как приведенные затраты, себестоимость, рентабельность не более 1—2% при оценке общешахтных параметров и не более 3—4% при оценке параметров отдельных объектов.

Основные достоинства метода вариантов заключаются в универсальности условий применения, высокой точности решения задачи и наглядности результатов решения. Метод вариантов используется при решении большинства экономических задач, так как позволяет учитывать разнообразные условия и не связан с жестким алгоритмом решения. Высокая точность расчетов обеспечивается возможностью учета всех значимых определяющих факторов при решении задачи в реальных условиях без большого упрощения. Наглядность результатов решения обеспечивается сравнением вариантов и тем, что показатели предоставляются как в относительном, так и в абсолютном виде, а также в графической форме.

Как известно, большинство технико-экономических задач характеризуется не только экстремумом функции, но и областью оптимальных значений, которая может включать несколько экономически условно равноценных вариантов. Наглядное сравнение вариантов в табличной и графической формах поз-

воляет не ограничиваться только выбором оптимального варианта. Благодаря этому появляется возможность оценить те качественные факторы, которые не поддаются непосредственной количественной экономической оценке и тем самым выбрать наилучший вариант.

Недостатками метода являются большая трудоемкость расчетов, а также трудность, а иногда и невозможность установления степени влияния определяющих факторов на результаты решения.

В настоящее время трудоемкость решения во многих случаях может быть устранена путем применения компьютеров, которые позволяют значительно расширить число вариантов и более точно рассчитать каждый из сравниваемых вариантов. В результате этого появляется возможность принять к реализации вариант, если не оптимальный, то близкий к оптимальному.

Метод вариантов находит широкое применение особенно на стадии предпроектных проработок.

ПРИМЕР выбора рационального вида транспорта в карьере. Технико-экономическому сравнению подвергнуты три варианта транспортирования вскрыши из глубоких горизонтов Анновского железорудного карьера: автомобильно-скиповой с использованием автосамосвалов грузоподъемностью 75 т, автомобильный с использованием автосамосвалов и автомобильно-конвейерный с полустационарными дробилками. Варианты неравноценны по возможной производительности. Поэтому сравнительные расчеты выполнены для сопоставимых грузооборотов и глубин. Первый и второй варианты отличаются от третьего варианта технологией отвалообразования. Разница в затратах на отвальные работы учтена. Показатели вариантов проанализированы в динамике за 13 лет, что позволяет учесть влияние изменения глубины карьера, расстояния транспортирования и других параметров. По вариантам определены эксплуатационные капитальные затраты, связанные с реконструкцией карьера, капитальные затраты, вызванные углубкой карьера и износом основных фондов. Все затраты приведены к одному моменту оценки. В расчетах не учтены общие, примерно одинаковые для всех вариантов, затраты на автодороги и др. Для оценки экономической эффективности вариантов определены следующие показатели:

первоначальные и суммарные за 13 лет капитальные затраты на транспорт;

суммарные эксплуатационные затраты за 13 лет;

суммарные капитальные и эксплуатационные (без амортизации) затраты, приведенные к первому году;

затраты на транспортирование 1 т горной массы в чистом виде и с учетом поправок;

срок окупаемости капитальных затрат на реконструкцию;

натуральные показатели.

Все исходные данные, принятые к расчету, были приведены в сопоставимый вид, а отдельные показатели и промежуточные результаты расчета оценивались на достоверность путем сравнения с аналогичными фактическими данными.

Основные технико-экономические показатели, полученные в результате расчета, приведены в табл. 3.4, из которой видно, что автомобильно-скиповой транспорт в данном случае имеет наилучшие показатели. Реконструкция карьера и внедрение скиповых подъемников позволит снизить эксплуа-

Таблица 3.4

Сравнительные технико-экономические показатели вариантов транспорта

Наименование показателя	Вид транспорта		
	автомобильно-скиповой	автомобильный	автомобильно-конвейерный
Суммарные затраты, приведенные к первому году, млн руб.	82,8(100 %)	109,1(102 %)	112,5(136 %)
Капитальные затраты на реконструкцию за 13 лет, млн руб.:	10,7	—	10
прямые	16,8	16,6	18,8
приведенные	13,7(100 %)	12,5(91 %)	17,2(126 %)
Эксплуатационные затраты за 13 лет, млн руб.	105	154	149
Затраты на перевозку 1 т горной массы, коп.:	21,7	26,7	28,8
в первый год			
в восьмой год	25,2	37,7	35,3
Списочное число автосамосвалов:			
в первый год	56	78	49
в восьмой год	57	100	58
Число автосамосвалов, приобретаемых за восемь лет	114	252	117

тационные затраты на 12 лет на 48—55 млн руб. Дополнительные капитальные затраты в сумме 10,7 млн руб. окупятся за 4 года. Кроме того, в 2,5 раза сократится парк автосамосвалов в течение оцениваемого периода.

3.6. АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД

Сущность аналитического метода состоит в том, что вначале путем технико-экономического анализа задача решается в общем виде, т. е. устанавливается расчетная формула, а затем при решении конкретной задачи искомое неизвестное находится подстановкой в формулу конкретных исходных числовых значений. Обычно в горном деле под аналитическим методом понимают более известный метод нахождения оптимальных значений искомой величины путем использования математического анализа. Порядок решения задачи при этом следующий. В результате технико-экономического анализа устанавливается зависимость между искомой величиной x и стоимостным показателем S или каким-либо другим экономическим критерием, т. е. зависимость имеет непрерывный характер и выражается в виде выпуклой или вогнутой кривой (рис. 3.2). Оптимальное значение искомой величины x должно соответствовать экстремальному значению S (например, минимуму затрат или максимуму прибыли), т. е. решение задачи сводится к на-

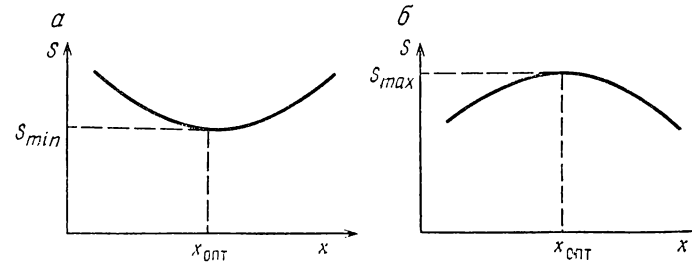


Рис. 3.2. График зависимости $S=f(x)$
а — затраты; *б* — прибыль или рентабельность

хождению максимума или минимума функции. Взяв первую производную и приравняв ее к нулю, получим уравнение

$$\frac{dS}{dx}=0, \tag{3.1}$$

решив которое, найдем искомую величину. Для определения непрерывности функции необходимо взять вторую производную. Если последняя не равна нулю, то функция непрерывна и имеет экстремальное значение. Графическое изображение функции позволяет легко обнаружить ошибку как в исходных данных, так и в результатах расчетов.

Аналитический метод в горном деле был впервые разработан в 20-х годах проф. Б. И. Бокием, затем акад. Л. К. Шевяковым, проф. П. И. Городецким, проф. Е. Ф. Шешко и др. В дальнейшем аналитический метод был развит применительно к решению задач открытой разработки в трудах В. В. Ржевского, Б. А. Симкина, К. Е. Винницкого и др.

Метод широко применяется при решении различных задач открытой разработки (для определения рационального сочетания вместимости кузова и вместимости ковша экскаватора, конечной глубины карьера и др.). Практика использования аналитического метода показывает, что установление расчетных формул весьма трудоемко, требует большой осторожности при анализе взаимосвязей между определяющими параметрами, изучения технического и экономического смысла получаемых математических зависимостей. Учитывать влияние всех факторов практически невозможно и не требуется, так как стремление к наивысшей точности часто не оправдывается сравнительно невысокой точностью исходных данных. Кроме того, большое число параметров приводит к громоздким формулам, которые не находят применения в практике проектирования. Поэтому рекомендуется пренебрегать факторами, учет которых лежит за пределами точности расчетов.

Аналитический метод имеет следующие достоинства:

малая трудоемкость решения задачи (по формуле можно быстро получить конечный результат, не прибегая к расчету вариантов);

простота подготовки исходной информации, объем которой обычно меньше, чем при детальном сравнении вариантов (показатели часто могут быть представлены средними значениями);

математическое выражение основных зависимостей позволяет легко установить форму и степень влияния того или иного фактора;

аналитические зависимости могут быть легко запрограммированы для ЭВМ;

результаты расчетов могут быть использованы как приближенные решения для детальных последующих решений задач с использованием моделей высокой точности, что позволяет значительно уменьшить число рассматриваемых вариантов.

Недостатками аналитического метода являются однозначность решения, затрудняющая качественную оценку результатов и сравнение с другими возможными вариантами, невысокая его точность, являющаяся следствием упрощения в действительности сложных условий.

Рассмотрим *пример применения аналитического метода для решения задачи при ведении горных работ.*

При проведении выработок большой протяженности они обычно разделяются поперечными выездами, проводимыми на расстоянии l друг от друга. Вынимаемая порода вывозится через поперечные выезды и размещается на борту выработки. Движение транспортных средств осуществляется по кольцевой схеме. Загрузка автосамосвала производится в траншее, а выгрузка — на отвале (рис. 3.3). С увеличением расстояния l уменьшаются число поперечных выездов и капитальные затраты $k_{стр}$ на их проведение, но в то же время увеличиваются расстояние транспортирования и эксплуатационные затраты $Э_{тр}$. В этом случае оптимальным будет такое значение l, при котором суммарные затраты, отнесенные на 1 м^3 выемки, будут минимальными, т. е.

$$C = \frac{k_{стр}}{lBH} + Э_{тр} \to \min, \tag{3.2}$$

где H, B — соответственно глубина и ширина траншеи, м.

Эксплуатационные затраты на перемещение породы вдоль канала на расстояние $l/2$ и вдоль отвала также на расстояние $l/2$ определяются по формуле:

$$Э_{тр} = \frac{l}{1000} C_т \gamma, \tag{3.3}$$

где $C_т$ — затраты на транспортирование 1 т породы на расстояние 1 км, руб.; γ — плотность пород, т/м^3.

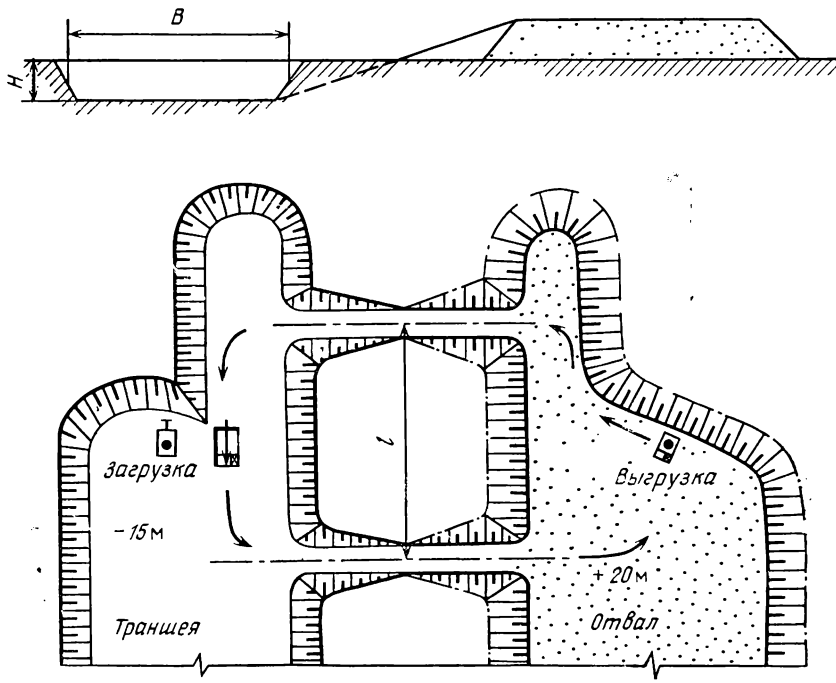


Рис. 3.3. Схема проведения траншеи при движении транспорта по кольцевому маршруту

Суммарные затраты

$$C = \frac{k_{\text{стр}}}{lBH} + \frac{l}{1000} C_{\text{т}} \gamma, \tag{3.4}$$

Исследуем функцию (3.4) на экстремум.
Приравняем первую производную к нулю:

$$\frac{k_{\text{стр}}}{l^2 BH} + \frac{C_{\text{т}}}{1000} \gamma = 0. \tag{3.5}$$

Из уравнения (3.6) получим формулу для определения оптимального значения l:

$$l = \sqrt{1000 k_{\text{стр}} / (C_{\text{т}} \gamma BH)}. \tag{3.6}$$

Например, при $k_{\text{стр}} = 10$ тыс. руб., $C_{\text{т}} = 0{,}1$ руб., $\gamma = 2$ т/м^3; $B = 50$ м; $H = 20$ м по формуле (3.6) найдем, что

$$l = \sqrt{\frac{1000 \cdot 10\,000}{0{,}1 \cdot 2 \cdot 50 \cdot 20}} = 223 \text{ м}.$$

3.7. ГРАФИЧЕСКИЙ И ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОДЫ

Графическим называется метод получения численных решений различных задач путем графических построений.

В качестве простейшего примера может быть приведена задача нахождения равнодействующей (ее величины и направления) двух сил по правилу параллелограмма.

Основное достоинство графического метода в простоте и наглядности решения.

Графический метод с успехом применяется для получения первых приближений, уточняемых затем другими методами. Чаще всего графический метод используется для решения частных узких вопросов совместно с другими методами.

При проектировании карьеров графический метод используется для определения параметров систем разработки, прежде всего бестранспортных, для определения площадей и объемов полезного ископаемого и вскрыши, для определения скорости подготовки новых горизонтов на основании графика $L=f(T)$ (по А. И. Арсентьеву) и для решения других задач.

Интересен графический метод геометрического анализа карьера, при котором измерение площадей полезного ископаемого и вскрыши, необходимое для вычисления их объемов, заменено измерением линий. Эти линии при определенном построении численно выражают величину площадей. Например, на рис. 3.4 площадь наклонного слоя *1—2—3—4* и площадь горизонтального слоя *5—6* равны как площади параллелограммов, имеющих одинаковое основание и одинаковую высоту *5—6*: если $h=1$, то отрезок *5—6* численно равен в масштабе чертежа площади слоя *1—2—3—4*.

Если, например, длина отрезка *5—6* составляет 120 мм, то площадь слоя *1—2—3—4* равна 120 мм^2.

Следовательно, для определения площади наклонного слоя, ограниченного контуром карьера и имеющего высоту $h=1$, достаточно измерить горизонтальную проекцию этого слоя на данный горизонт.

Указанный принцип широко используется в ряде методик для решения задач проекта, таких, как определение конечных контуров карьера, построение графиков режима горных работ, построение календарного плана, выбор рационального порядка развития горных работ и др.

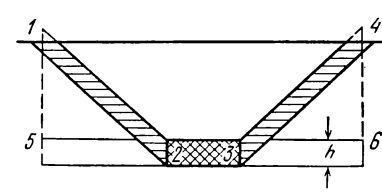


Рис. 3.4. Схема сравнения равновеликих площадей

Графоаналитический метод объединяет достоинства графических и аналитических методов, а именно простоту и наглядность решений путем графических построений и возможности математического анализа закономерностей и взаимосвязей между определяющими факторами. В практике используются графоаналитические приемы для определения объемов и площадей горной массы, для анализа развития горных работ и для решения многих других горно-геометрических и динамических задач.

3.8. ПОГРЕШНОСТИ РАСЧЕТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Различают исходные, зарождающиеся и остаточные погрешности проектных расчетов. Они являются результатом погрешностей исходных данных, а также приближенного описания и моделирования реальных объектов и процессов.

Зарождающимися называются погрешности, появляющиеся в ходе вычислений вследствие округления результатов расчетов.

Остаточные — это погрешности метода вычисления.

Полная (окончательная) погрешность расчетов является результатом сложного взаимодействия исходных, зарождающихся и остаточных погрешностей. По своей абсолютной величине она не превышает их суммы.

Для оценки погрешностей расчетов используют абсолютную и относительную погрешности, остаточное число и др.

Погрешности приближенного числа x по отношению к его истинному значению $x_и$ определяются по формулам:

абсолютная погрешность

$$\Delta_x = |x_и - x|; \tag{3.7}$$

относительная погрешность

$$\delta_x = \Delta_x / |x_и|. \tag{3.8}$$

Для указания границ погрешности используют предельную абсолютную Δ_x и предельную относительную δ_x погрешности.

При проектировании возникают следующие задачи:

1. По известной погрешности исходных данных определить погрешность результатов расчетов.
2. Определить погрешность при округлении данных до заданного числа знаков.
3. Определить, до какого знака необходимо округлить число, если задана допустимая погрешность расчетов.

Эти и другие аналогичные задачи решаются по известным формулам.

ПРИМЕР 1. Определить абсолютную и относительную погрешности суммы чисел 1,4; 1,12; 2,5, абсолютная погрешность которых равна соответственно 0,2; 0,01; 0,3.

Определяем сумму чисел:

$$\sum X = 1,4 + 1,12 + 2,5 = 5,02.$$

Определяем абсолютную погрешность:

$$\Delta_x = 0,2 + 0,01 + 0,3 = 0,51.$$

Определяем относительную погрешность:

$$\delta_x = 0,51/5,02 \approx 10\%.$$

Так как значение Δ_x явно больше 0,1, то все десятичные знаки суммы являются сомнительными цифрами и сумму можно округлить до целого числа, а абсолютную погрешность — до первого десятичного знака.

Тогда $\Sigma X = 5$; $\Delta_x = 0,5$; $\delta_x = 10\%$.

ПРИМЕР 2. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема ($м^3$) разрезной траншеи, определяемого по формуле

$$V = (b + H \operatorname{ctg} \beta) Hh. \tag{3.9}$$

Ширина траншеи понизу $b = 30 \pm 2$ м, высота уступа $H = 20 \pm 1$ м, длина траншеи $L = 1100 \pm 15$ м, угол откоса бортов траншеи $\beta = 60 \pm 5°$. Это задача определения влияния погрешностей аргумента x на точность вычисления функции

$$v = f(x_1, x_2, x_3 \ldots x_n).$$

Абсолютная погрешность вычисления функции определяется по формуле

$$\Delta_V = \sum_{i=1}^{n} \left| \frac{\partial f}{\partial x_i} \right| \Delta_{x_i}. \tag{3.10}$$

где Δ — предельная абсолютная погрешность аргумента.

Относительная погрешность вычисления функции определяется по формуле

$$\delta_V = \sum_{i=1}^{n} \left| \frac{\partial V}{\partial x_i} \cdot \frac{1}{f} \right| \Delta_{x_i}. \tag{3.11}$$

Определяем частные производные при переменных величинах b, H, L, β:

$$\frac{\partial V}{\partial b} = HL = 1100 \cdot 20 = 22\,000;$$

$$\frac{\partial V}{\partial H} = bL + 2HL \operatorname{ctg} \beta = 1100\,(30 + 2 \cdot 20 \cdot 0,577) = 58388;$$

$$\frac{\partial V}{\partial L} = H\,(b + H \operatorname{ctg} \beta) = 20\,(30 + 20 \cdot 0,577) = 830,8;$$

$$\frac{\partial V}{\partial \beta} = -\frac{H^2}{\sin^2 \beta} = -\frac{20^2 \cdot 1100}{0,866^2} = -586666,6.$$

По формуле определяем абсолютную погрешность вычисления объема траншеи

$$\Delta_V = \left|\frac{\partial V}{\partial b}\right| \cdot |\Delta_b| + \left|\frac{\partial V}{\partial H}\right| \cdot \Delta_H | + \left|\frac{\partial V}{\partial L}\right| \cdot |\Delta_L| + \left|\frac{\partial V}{\partial \beta}\right| \cdot |\Delta_\beta| =$$

$$= 22000 \cdot 2 + 58388 \cdot 1 + 830{,}8 \cdot 15 + 586666{,}6 \cdot 0{,}087 = 166046{,}4 \text{ м}^3.$$

По формуле (3.9) определяем объем траншеи:

$$V = (30 + 20 \cdot 0{,}577) \cdot 20 \cdot 1100 = 914034{,}1 \text{ м}^3.$$

Относительная погрешность вычисления объема траншеи

$$\delta_V = \frac{166046{,}4}{914034{,}1} \cdot 100\% = 18{,}2\%.$$

Заданная относительная погрешность вычисления объема траншеи, равная 5%, будет обеспечена, если абсолютная погрешность вычисления объема траншеи Δ_V и абсолютные погрешности исходных данных не превышают следующих значений:

$$\Delta_V = V \cdot \delta_V = 914034{,}1 \cdot 0{,}05 = 45701{,}7 \text{ м}^3;$$

$$\Delta_b = \frac{\Delta_V}{4\left|\frac{\partial V}{\partial b}\right|} = \frac{45701{,}7}{4 \cdot 22000} = 0{,}52 \text{ м};$$

$$\Delta_H = \frac{45701{,}7}{4 \cdot 58388} = 0{,}2 \text{ м};$$

$$\Delta_L = \frac{45701{,}7}{4 \cdot 830{,}8} = 13{,}75 \text{ м};$$

$$\Delta_\beta = \frac{45701{,}7}{4 \cdot 586666{,}6} = 1{,}1°.$$

ПРИМЕР 3. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема наклонной траншеи, определяемого по формуле

$$V = \frac{h^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha}\right). \qquad (3.12)$$

Ширина траншеи понизу $b = 30 \pm 1$ м, глубина траншеи $h = 20 \pm 0{,}5$ м, уклон $i = 80 \pm 2‰$, угол откоса бортов траншеи $\alpha = 60 \pm 10°$.

По формуле (3.12) определяем объем траншеи:

$$V = \frac{20^2}{0{,}08}\left(\frac{30}{2} + \frac{20}{3 \cdot 1{,}732}\right) = 94245 \text{ м}^3.$$

По формуле определяем абсолютную погрешность вычисления объема траншеи:

$$\Delta_V = \left|\frac{\partial V}{\partial h}\right| \cdot |\Delta_h| + \left|\frac{\partial V}{\partial i}\right| \cdot |\Delta_i| + \left|\frac{\partial V}{\partial b}\right| \cdot |\Delta_b| + \left|\frac{\partial V}{\partial \alpha}\right| \cdot |\Delta_\alpha| =$$

$$= 10387 \cdot 0{,}5 + 937500 \cdot 0{,}002 + 2500 \cdot 1 + 44444 \cdot 0{,}175 = 17325 \text{ м}^3.$$

Относительная погрешность вычисления объема траншеи

$$\delta_V = \frac{\Delta_V}{V} \cdot 100\% = \frac{17325}{94245} \cdot 100\% = 18\%.$$

ПРИМЕР 4. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема карьера по формуле

$$V = S_Д H_к + \frac{1}{2} PH^2_к \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + \frac{\pi}{3} H^3_к \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}. \qquad (3.13)$$

Площадь дна карьера $S_Д = 60000 \pm 2000$ м^2; глубина карьера $H_к = 200 \pm 10$ м; периметр дна карьера $P = 1000 \pm 50$ м; средний угол наклона бортов карьера $\gamma_{ср} = 40 \pm 2°$.

Определяем частные производные:

$$\frac{\partial V}{\partial S_Д} H_к = 200;$$

$$\frac{\partial V}{\partial H_к} = S_Д + PH_к \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + \pi H^2_к \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср} = 476828;$$

$$\frac{\partial V}{\partial P} = \frac{1}{2} H^2_к \operatorname{ctg} \gamma_{ср} = 23835;$$

$$\frac{\partial V}{\partial \gamma_{ср}} = -\frac{PH}{2 \sin^2 \gamma_{ср}} - \frac{2\pi H^3_к \operatorname{ctg} \gamma_{ср}}{3 \sin^2 \gamma_{ср}} = -96733751.$$

По формуле определяем абсолютную погрешность вычисления объема карьера:

$$\Delta_V = \left| \frac{\partial V}{\partial S_Д} \right| \cdot |\Delta_{S_Д}| + \left| \frac{\partial V}{\partial H_к} \right| \cdot |\Delta_{H_к}| + \left| \frac{\partial V}{\partial P} \right| \cdot |\Delta_P| +$$

$$+ \left| \frac{\partial V}{\partial \gamma_{ср}} \right| \cdot |\Delta_{\gamma_{ср}}| = 200 \cdot 2000 + 476828 \cdot 10 +$$

$$+ 23835 \cdot 50 + 96733751 \cdot 0{,}0349 = 9736674 \text{ м}^3.$$

По формуле (3.13) определяем объем карьера:

$$V = 60000 \cdot 200 + \frac{1}{2} \cdot 1000 \cdot 200^2 \cdot 1{,}1918 + \frac{3{,}14}{3} \cdot 200^3 \cdot 1{,}1918^2 =$$

$$= 12000000 + 23835080 + 11898489 = 47733569 \text{ м}^3.$$

Относительная погрешность вычисления объема карьера

$$\delta_V = \frac{9736674}{47733569} \cdot 100\% = 20{,}4\%.$$

ПРИМЕР 5. Найти погрешность вычислений конечной глубины карьера при мощности залежи $M = 120 \pm 10$ м, мощности пропластков $m = 15 \pm 2$ м, угле погашения борта карьера по лежачему боку $\gamma_л = 36°$, угле погашения по висячему боку $\gamma_в = 40°$, граничном коэффициенте вскрыши $k_{гр} = 5 \pm 1$ м^3/м^3.

Определяем конечную глубину карьера для поперечного сечения по формуле

$$H_к = \frac{k_{гр}(M - m) - m}{\operatorname{ctg} \gamma_л + \operatorname{ctg} \gamma_в} = \frac{5(120 - 15) - 15}{1{,}38 + 1{,}19} = 198{,}6 \text{ м}.$$

При абсолютной погрешности $\Delta_H = 59{,}7$ м относительная погрешность вычисления глубины карьера

$$\delta_{H_к} = \frac{59{,}7}{198{,}6} = 30\%$$

Определяем конечную глубину карьера в целом по месторождению по формуле

$$H_к = \operatorname{tg}\gamma_{ср}\left(\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_{гр}S_Д} - 0{,}16P\right) =$$
$$= 0{,}839\,(0{,}025\cdot 1000^2 + 0{,}32\cdot 5\cdot 60000 - 0{,}16\cdot 1000) = 157{,}6 \text{ м}.$$

Определяем частные производные:

$$\frac{\partial H_к}{\partial \gamma_{ср}} = \frac{\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_{гр}S_Д} - 0{,}16P}{\cos^2\gamma_{ср}} = 320{,}1;$$

$$\frac{\partial H_к}{\partial P} = \frac{0{,}05P\operatorname{tg}\gamma_{ср}}{2\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_{гр}S_Д}} - 0{,}16\operatorname{tg}\gamma_{ср} = -0{,}0739;$$

$$\frac{\partial H_к}{\partial k_г} = \frac{0{,}32S_Д\operatorname{tg}\gamma_{ср}}{2\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_{гр}S_Д}} = 23{,}16;$$

$$\frac{\partial H_к}{\partial S_D} = \frac{0{,}32k_{гр}\operatorname{tg}\gamma_{ср}}{2\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_{гр}S_Д}} = 0{,}0019.$$

При граничном коэффициенте вскрыши $k_{гр}=1$ м³/м³ абсолютная погрешность $\Delta_{H_к}=41{,}83$ м, а относительная погрешность $\delta_{H_к}=26{,}5\%$; при $k_{гр}=0{,}5$ м³/м³ погрешности $\Delta_{H_к}$ и $\delta_{H_к}$ равны соответственно 30,25 м и 19,2%.

ПРИМЕР 6. Найти предельные погрешности исходных данных для расчета часовой производительности экскаватора с относительной погрешностью не более 20%.

Часовая производительность экскаватора определяется по формуле

$$П_э = \frac{3600E}{t_ц}\frac{k_н}{k_р}k_{ис}. \qquad (3.14)$$

Вместимость ковша экскаватора $E=8$ м³, продолжительность рабочего цикла экскаватора $t_ц=25$ с, коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н=0{,}9$, коэффициент разрыхления породы $k_р=1{,}2$, коэффициент использования экскаватора во времени $k_{ис}=0{,}8$. Часовая производительность экскаватора, определенная по формуле (3.14), равна 691 м³. При относительной погрешности 20% абсолютная погрешность вычисления производительности $\Delta П_э=138{,}2$ м³.

Абсолютную погрешность исходных данных определяем по формуле

$$\Delta_{x_i} = \frac{\Delta_{П_э}}{n\left|\dfrac{\partial П_э}{\partial x_i}\right|},$$

где n — число аргументов функции.

Определяем предельную погрешность исходных данных:

продолжительности рабочего цикла экскаватора

$$\Delta t_ц = \frac{138{,}2}{5\cdot 27{,}5} = 1 \text{ с};$$

коэффициента наполнения ковша экскаватора

$$\Delta k_н = \frac{138{,}2}{5\cdot 768} = 0{,}04;$$

коэффициента разрыхления породы

$$\Delta k_{\text{р}} = \frac{138{,}2}{5 \cdot 576} = 0{,}05;$$

коэффициента использования экскаватора во времени

$$\Delta k_{\text{ис}} = \frac{138{,}2}{5 \cdot 864} = 0{,}03.$$

При проектировании карьеров строгая количественная оценка погрешности расчетов возможна лишь при решении отдельных задач. Методика оценки погрешности решения таких крупных задач проекта, как определение производительности и границ карьера, выбор вида горнотранспортного оборудования и других задач, недостаточно разработана. Опыт проектирования показывает, что погрешность решения большинства задач зависит от погрешности исходных данных, соответствия их условиям задачи, технических погрешностей (неизбежных или допустимых исполнителями). В связи с этим при оценке погрешности проектирования горных предприятий в первом приближении можно руководствоваться следующими рекомендациями.

1. Необходимо стремиться к такой точности расчетов, которая соответствует погрешности исходных данных. Чрезмерная детальность расчетов потребует много дополнительных затрат, но окажется напрасной.

2. Приступая к расчетам, необходимо установить возможную погрешность исходных данных и соответствующую ей необходимую точность производимых расчетов. Выводы о допустимой точности и детальности расчетов должны быть основаны на глубоком анализе геологических, технических и экономических условий разработки.

3. Детальность и точность решения таких основных задач, как определение параметров карьера, выбор горнотранспортного оборудования, установление основных элементов системы разработки и способов вскрытия, назначение исходных данных к экономическим расчетам и определение технико-экономических показателей, должны соответствовать этапам разработки. Для первого этапа продолжительностью 10—12 лет расчеты могут выполняться с высокой точностью при достаточно полном учете реальных горно-геологических и технолого-экономических условий. Допустимая погрешность решения основных технико-экономических задач находится в пределах 10—20%. Для второго этапа также продолжительностью 10—12 лет точность расчетов снижается, так как расчеты основываются на приближенных показателях ближайшего будущего. Допустимая погрешность составляет 20—30%. Для третьего и последующих этапов могут устанавливаться лишь перспективные параметры и показатели. Проектные решения второго и последую-

щего этапов обычно пересматриваются и уточняются в соответствующих проектах реконструкции карьеров. Погрешность проектных решений для перспективных этапов часто превышает 30—50%.

3.9. ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Технические средства, применяемые в процессе проектирования, определяют уровень производительности труда персонала проектных организаций, качество проектной документации, сроки разработки проекта, а также степень достоверности и оптимальности проектных решений. В течение длительного времени основными техническими средствами были традиционные чертежные инструменты, конторские счеты, логарифмические линейки, механические, а позднее электромеханические счетные машины. В 60—70-е годы в проектных институтах появились более совершенные чертежные устройства, множительные аппараты и простейшие ЭВМ, начали создаваться ВЦ с ЭВМ 2 и 3-го поколений. Широкое распространение получили микрокалькуляторы, в том числе программируемые. Однако применение этих технических средств не сыграло большой роли и не компенсировало тех дополнительных затрат, которые в последние десятилетия потребовались в связи с усложнением объектов проектирования, новыми требованиями и ограничениями по вопросам техники безопасности, охраны окружающей среды и т. д. Все это привело к тому, что фактическая производительность труда проектировщиков, измеренная в сопоставимых ценах на проектные работы, в течение длительного времени не возрастала в необходимых размерах, а нередко снижалась.

Коренное усовершенствование технической базы проектных институтов началось лишь в середине 80-х годов в виде широкого применения ЭВМ, в том числе персональных компьютеров и графопостроителей. Применение ЭВМ в проектировании прошло в своем развитии ряд этапов.

Первоначально ЭВМ применялись, главным образом, для расчета большого числа вариантов в какой-либо задаче с целью повышения степени оптимизации принимаемого решения. Этот так называемый позадачный подход является низшей ступенью автоматизации проектирования. Он трудоемок, так как требует для ввода в ЭВМ отдельной самостоятельной подготовки всех исходных данных для каждой отдельной небольшой задачи. Позднее, на 2-м этапе, началось применение пакетов прикладных программ (ППП), предназначенных для решения крупных сложных задач или сразу целого комплекса взаимосвязанных задач. Для этого в ЭВМ необходимо ввести только первоначальные исходные данные. Такой пакетный режим намного сокращает время на решение задачи, но усложняет подготовку исходных данных и требует довольно сложного про-

граммного обеспечения, так как в программах необходимо учесть всевозможные ограничения технических условий, которые в ряде случаев весьма сложно формализовать. Кроме того, для эффективного использования ППП необходим достаточно развитый банк данных. Пакетный режим ориентирован на использовании мощных ЭВМ. При этом пользователь готовит исходные данные, передает заказ в ВЦ и получает конечные результаты расчета. Существенный недостаток такого режима состоит также в том, что автоматизируется лишь расчетная часть решения задачи.

Следующий 3-й этап в развитии проектирования — преимущественно диалоговый режим работы с широким использованием автоматизированных рабочих мест различных терминалов — кодировщиков графической информации, дисплеев, графопостроителей. При этом автоматизируются не только вычислительные операции, но и ввод графической информации, а также изготовление чертежей, являющихся результатом решения задачи. Появляется возможность упростить алгоритм решения и обеспечить творческое участие проектировщика в ходе решения задачи.

Наивысший этап — переход к комплексной автоматизации всех фаз и видов проектных работ на базе систем автоматизированного проектирования (САПР), использования вычислительных сетей и автоматизированных банков данных.

В широком понимании САПР — это *система автоматизации проектирования,* конструирования, научных исследований и технологии подготовки производства с использованием развитого программного и информационного обеспечения. Другими словами, эта система автоматизированного хранения и переработки информации и автоматизированного изготовления документации при решении проектных, плановых и конструкторских задач.

Для решения инженерных задач в САПР используются оба режима взаимодействия человека с машиной — *пакетный и интерактивный (диалоговый).*

При пакетном режиме инженер не вмешивается в процесс решения задачи. Его роль сводится к подготовке исходных данных в форме, требуемой для ввода в ЭВМ, и к подбору необходимой программы, т. е. к оформлению заказа вычислительному центру и к анализу полученных затем результатов.

Интерактивный (диалоговый) режим представляет собой диалог человека с машиной, т. е. активное участие инженера в процессе решения задачи. Интерактивный режим используется, во-первых, для решения задач, способы формализации которых недостаточно разработаны, и, во-вторых, в тех случаях, когда вмешательство человека в ход вычислений заметно ускоряет решение задачи, например, за счет пропуска ряда

бесперспективных вариантов. Для обеспечения интерактивного режима необходимо применение дисплеев и автоматизированных рабочих мест (АРМ), т. е. такого технического обеспечения, благодаря которому может быть организован эффективный диалог инженера с ЭВМ.

Внедрение систем автоматизированного проектирования позволяет получить значительный экономический эффект, который достигается в *сфере как производства, так и проектирования.*

Основной эффект достигается в сфере производства благодаря реализации проектных решений, имеющих более высокую степень оптимизации и надежности. Как отечественная, так и зарубежная практика показывает, что реализация оптимальных проектных решений, полученных при использовании САПР, снижает капитальные затраты на 5—20%, а эксплуатационные расходы на 5—10%.

Так как капитальные затраты на строительство и реконструкцию горных предприятий составляют десятки и сотни миллионов рублей, а ежегодные эксплуатационные расходы даже на карьере средней мощности (20—40 млн т горной массы в год) 15—30 млн руб., то эффект, получаемый благодаря реализации оптимальных решений, может достигать нескольких миллионов или десятков миллионов рублей.

В сфере проектирования эффект достигается благодаря сокращению сроков проектирования в 20—25 раз, удешевлению проектной документации в 6—7 раз и повышению надежности проектных решений и качества проектной документации. Несмотря на повышенную потребность в персонале более высокой квалификации, трудоемкость проектных работ в целом сокращается.

Большим достоинством САПР является также возможность оперативной корректировки проектных и плановых решений при изменении исходных данных и при необходимости оценки новых вариантов.

Техническое обеспечение вычислительных центров проектных институтов. В зависимости от числа и сложности решаемых на ЭВМ задач техническое обеспечение вычислительных центров подразделяется на одно-, двух- и трехуровневое. При одноуровневом комплексе технических средств САПР обычно используются ЭВМ малых и средних классов, находящиеся в составе вычислительных центров институтов. В проектных отделах эксплуатируются персональные ЭВМ, не связанные с ЭВМ, находящиеся в вычислительном центре. Организация работы в вычислительном центре осуществляется через диспетчера, т. е. пользователи «вручную» передают подготовленные данные на ВЦ, где производится их обработка и выдача. Терминальные устройства в проектных отделах отсутствуют.

При двухуровневой организации создается вычислительная сеть, включающая центральный вычислительный комплекс (ЦВК), оборудованный ЭВМ крупного класса и ЭВМ нижнего уровня, которые управляют работой внешних периферийных устройств, осуществляют обмен информацией с ЦВК, решают сравнительно небольшие по затратам машинного времени и памяти проектные задачи. Сложные задачи решаются на ЭВМ второго уровня. Здесь создаются банки данных, используемые на обоих уровнях.

Трехуровневая конфигурация технических средств САПР характерна для особо сложных и больших по масштабам проектных задач. На высшем уровне решаются наиболее сложные задачи, хранится центральная база данных. Средний уровень обеспечивает подключение терминалов нижнего уровня к центральному процессору системы. Нижний уровень представлен терминалами с мини- или микроЭВМ, графопостроителями, кодировщиками, дисплеями и другой аппаратурой. ЦВК трехуровневой конфигурации представлен высокопроизводительной микропроцессорной ЭВМ.

Первичным звеном технического оснащения проектных работ является рабочее место проектировщика — АРМ, т. е. автоматизированное рабочее место.

Комплект технических средств АРМ может быть автономным или включенным в вычислительную сеть, локальную в рамках проектной организации или внешнюю.

В стандартный комплект входят персональный компьютер или терминальный экран (дисплей), подключенный к большой ЭВМ, печатающее устройство (принтер), кодировщик графической информации (дигитайзер), графопостроитель (плоттер).

В зависимости от характера работы и вида проектной документации дигитайзер и графопостроитель могут быть приданы не одному, а нескольким проектировщикам.

Для эффективной работы должна быть возможность подключения АРМов к автоматизированным банкам данных.

Использование дигитайзеров, графопостроителей и автоматизированных банков данных особенно важно при проектировании горных предприятий вследствие их специфики, а именно особенно большого объема графических работ (больше 60—70% трудоемкости проекта) и большого объема разнообразной исходной информации, требующей на ее поиск и подготовку значительных затрат времени.

Контрольные вопросы

1. Дайте краткую характеристику основных типов задач, решаемых при проектировании.

2. Чем различаются динамические и статические технико-экономические задачи горного производства?

3. Какие методы используются для решения оптимизационных технико-экономических задач?

4. В чем состоят особенности алгоритма решения основных задач горной части проекта? Какие научно-методические принципы заложены в его основу?

5. Нарисуйте схему взаимосвязи и последовательности решения задачи горной части проекта. Объясните на схеме (рис. 3.1) возможные причины взаимосвязей блока 2-го с 13 и 15-м, 5-го с 7, 8, 10 и 13-м, 10-го с 4, 5, 6 и 8-м и др.

6. Для чего и какие методы математического моделирования используются при проектировании карьеров? В чем состоит вычислительный эксперимент?

7. Метод вариантов, сущность, порядок решения задачи, правило его применения, достоинства и недостатки.

8. Сущность аналитического метода, его достоинства, недостатки, условия применения.

9. Выведите формулу для определения оптимального расстояния выездов при проходке канала (пример применения аналитического метода).

10. Сущность и примеры графического метода.

11. Определите погрешность вычисления (объема разрезной траншеи, наклонной траншеи, карьера, конечной глубины карьера) в зависимости от погрешности исходных данных для принятых Вами условий.

12. Определите допустимую предельную погрешность исходных данных для расчета часовой производительности экскаватора для принятых Вами условий.

13. Какие рекомендации используются при оценке погрешности решения задач?

14. Основные современные технические средства проектирования. Сущность САПР, условия их рационального использования и эффективность.

4. СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

4.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О САПР ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Термин «САПР», получивший широкое распространение, определяется как система автоматизированного проектирования и технической подготовки производства или, другими словами, это система автоматизации расчетов, а также изготовления текстовой, табличной и графической документации при проектировании, конструировании, планировании и при других инженерных и научных работах. Работы по проблеме САПР тес-

но смыкаются с АСУ, так как выполняются на аналогичной технической базе и математической основе и представляют собой автоматизированную обработку информации.

Специфика САПР горного производства определяется прежде всего тем, что объектами автоматизированного проектирования и планирования являются в основном не изделия или машины, а предприятия в целом и их основные параметры, а также комплексы оборудования и процессы.

Горные предприятия, особенно мощные карьеры по разработке сложноструктурных месторождений являются для проектирования и планирования объектами повышенной и особой сложности.

Строительство и реконструкция горных предприятий требует громадных затрат, исчисляемых нередко сотнями миллионов рублей.

Ежегодные эксплуатационные затраты на крупных горных предприятиях также очень велики и составляют десятки миллионов рублей (при отсутствии стоимости сырья).

Особенность горных предприятий (карьеров, рудников, шахт, ГОКов) состоит в том, что они в отличие от других предприятий и сооружений являются природно-технологическими комплексами и поэтому их параметры и показатели эффективности во многом определяются природными условиями, информация о которых не всегда достаточно достоверна. Кроме того, карьеры являются динамичными объектами, развивающимися во времени и пространстве в течение нескольких десятилетий до завершения эксплуатации.

Создание проекта строительства и эксплуатации современного крупного карьера весьма трудоемко, длится много лет и требует затрат, измеряемых в ряде случаев сотнями тысяч и миллионами рублей на проектные работы.

Проектирование горных предприятий, особенно при открытой разработке крупных месторождений в сложных горно-геологических условиях, превратилось в настолько трудоемкий и длительный творческий процесс из-за необходимости комплексного учета большого числа факторов, что создание надежных и оптимальных проектов при традиционных методах и средствах проектирования в достаточно короткие сроки стало практически невозможным.

А между тем при громадных затратах на строительство и эксплуатацию крупных карьеров оптимизация основных проектных решений может дать десятки миллионов рублей эффекта по одному предприятию. И, наоборот, ошибочные, недостаточно обоснованные и неоптимальные решения приводят при их реализации к многомиллионным ущербам: не достигается плановая производственная мощность, даже несмотря на высокую и иногда предельную насыщенность дорогостоящей техникой, не

достигаются плановые показатели себестоимости, производительность труда, возникает неотложная потребность в громадных дополнительных капитальных вложениях и т. п.

Сейчас очевидно и бесспорно, что оптимальные и надежные планы и проекты, и при том в короткие сроки, могут быть созданы только при использовании достаточно развитых САПР.

Применение САПР позволяет быстро и эффективно решить и другие задачи, включая:

оперативный пересмотр проектов при изменении конъюнктуры, уточнение геологических условий и т. п.;

переход от проектов к пятилетним и годовым планам, на разработке которых занята большая армия инженеров непосредственно на горных предприятиях;

выполнение функций информационных систем для решения задач управления объединением, предприятием, институтом.

Компоненты САПР — это виды обеспечения: техническое, математическое, программное, лингвистическое, информационное, методическое и организационное.

Техническое обеспечение включает в себя технические средства (ЭВМ, периферийное оборудование, средства передачи и хранения данных и др.), с помощью которых решаются задачи проектирования.

Математическое обеспечение — это комплекс математических моделей, методов и алгоритмов для решения проектных задач.

В основе создания САПР горных предприятий заложены математические модели месторождения — своеобразная, уникальная, не имеющая аналогов в других САПР самостоятельная математико-информационная подсистема, реализующая в памяти ЭВМ реальный природный сложноструктурный многокомпонентный объект.

Программное обеспечение — это совокупность программ для реализации автоматизированного проектирования, представленная документами с текстами программ, программами на машинных носителях и различными эксплуатационными документами.

Программное обеспечение разделяется на специальное и общее. Специальное содержит пакеты прикладных программ (ППП) для решения конкретных проектных задач. В общее программное обеспечение входят операционные системы ЭВМ и другие программы, предназначенные для управления вычислительным процессом САПР (управление заданиями, данными, редактирование, трансляция и т. п.).

Программное обеспечение должно отвечать требованиям ГОСТов, иметь высокую надежность и возможность тиражирования.

Лингвистическое обеспечение — это общеизвестные алгоритмические и входные специализированные объектно-ориентированные языки программирования, служащие для описания объектов проектирования и заданий на выполнение проектных процедур. Входные данные определяют удобство общения инженера с ЭВМ в процессе проектирования.

Информационное обеспечение содержит массивы информации, необходимой для решения задачи данной системы, и совокупность программ, обеспечивающих использование информационных массивов.

Совокупность компонентов информационного обеспечения образует базу данных и совместно с системой управления — банк данных.

Методическое и организационное обеспечение представляет собой совокупность документов, устанавливающих состав и правила функционирования средств САПР и отделов проектного института.

К методическому обеспечению относятся теория, методы, терминология, нормативы, стандарты и другие данные, обеспечивающие методологию проектирования в подсистемах САПР.

К организационному обеспечению относятся методические и руководящие материалы, положения, инструкции, приказы, штатные расписания, квалификационные требования и другие документы, обеспечивающие взаимодействие подразделений проектной организации при создании, эксплуатации и развитии САПР.

Принципы построения САПР:

1. Человеко-машинная организация.
2. Системное единство и информационная согласованность.
3. Открытость и развитие.
4. Стандартизация и совместимость с традиционными методами проектирования.

САПР должны создаваться как человеко-машинные системы, в которых ЭВМ выполняют функции вычислений, намного ускоряя процесс проектирования и подготавливая данные для творческого процесса человека, принимающего решение.

Принцип системного единства и информационной согласованности означает использование комплекса организационно-методических положений, обеспечивающих целостность системы и подсистемы автоматизированного проектирования на всех стадиях создания, функционирования и развития САПР.

Языки, символы, коды, информационные и технические характеристики структурных связей между подсистемами, средствами обеспечения и компонентами САПР должны обеспечивать совместное функционирование подсистем и сохранять открытую структуру системы в целом.

Принцип открытости и развития означает, что САПР на

любой стадии создания и функционирования должна иметь возможность пополнения, совершенствования и обновления подсистем и компонентов систем автоматизированного проектирования, замены любого расчетного модуля на новый, включение в подсистему дополнительных расчетов при условии, что входная и выходная информации остаются прежними, отвечающими проектным документам. Под принципом развития понимают также возможность включения подсистемы или системы в состав более сложной или более высокого уровня.

Принцип стандартизации и совместимости с традиционными методами проектирования заключается в унификации, типизации и стандартизации подсистем и компонентов, инвариантных к проектируемым объектам и отраслевой специфике, а также в установлении правил для упорядочения деятельности в области создания и развития САПР.

В условиях действующих проектных институтов со сложившейся структурой, взаимоотношениями подразделений, формами и способами использования проектной документации целесообразен эволюционный путь внедрения САПР.

Организация автоматизированного проектирования в горном производстве осложняется тем, что большинство проектных институтов отраслей горного производства являются многопрофильными. Объектами проектирования являются карьеры, шахты, обогатительные фабрики, ремонтные заводы, гидросооружения, промышленные и жилые здания.

Организационно структура институтов представлена комплексом производственных отделов (подземных работ, открытых работ, транспорта, обогащения и т. д), обслуживающих отделов, отделов планирования и управления процессом проектирования.

Особенности, которые затрудняют широкое внедрение САПР в практику проектных институтов горного профиля, следующие:

индивидуальный характер проектируемых объектов, ограничивающий применение типовых решений, алгоритмов и программ;

многообразие природных (геология, топография, климат, гидрогеология), технологических и экономических факторов, находящихся в сложной взаимосвязи и имеющих различную и часто невысокую степень достоверности исходных данных;

большой объем графической информации в исходных и выходных данных, вследствие чего графические работы в общем объеме достигают 60% и более;

эпизодичность некоторых видов расчетов, которые при этом имеют высокую трудоемкость и требуют значительных затрат времени для их выполнения.

Вследствие этого внедрение автоматизации проектирования в горном производстве осуществляется медленными темпами

Как правило, в большинстве институтов вначале автоматизируются сметные, строительные, электротехнические и другие массовые расчетные работы, где возможно применение стандартных, широко распространенных программ, использование различных, в том числе малых, ЭВМ, не требуются (обязательно) графопостроители и другое периферийное оборудование и где применение ЭВМ дает ощутимый эффект в виде затрат времени и возможности расчета большого числа вариантов.

Внедрение методов и средств автоматизированного проектирования осуществляется поэтапно, с постепенным освоением методов и средств автоматизации и совершенствованием организационных форм.

Простейшей формой является создание в институте отдела автоматизированного проектирования, включающего ВЦ и специализированную группу, разрабатывающую и осваивающую программы для решения отдельных задач и выполняющую эпизодические технологические расчеты по заказам производственных отделов.

На втором этапе в производственных отделах создаются специализированные группы проектирования, подготовленных для решения задач с применением ЭВМ. Благодаря этому тот или иной отдел выходит на ЭВМ через своих специалистов, т. е. устанавливается более тесная связь и прямой контакт технологов с ВЦ. В таком режиме выполняются, например, массовые сметные строительные и другие типовые расчеты.

Специалисты — пользователи ЭВМ, должны знать основы программирования, возможности ЭВМ, уметь готовить данные для ввода в ЭВМ и делать расшифровку результатов расчетов.

Организация третьей формы является дальнейшим развитием взаимодействия проектировщика с ВЦ путем использования периферийного оборудования — дисплеев, кодировщиков, графопостроителей, установленных непосредственно в проектных отделах. При этом, благодаря интерактивному режиму, обеспечивается оперативность ввода и корректировки исходных данных, использование банка нормативных и справочных данных, редактирование проектных документов, т. е. сочетается непрерывность проектного процесса с многовариантностью и оптимальностью проектных решений и создаются условия для широкого внедрения САПР.

На современном этапе развития технических средств все большее распространение в САПР находят профессиональные персональные компьютеры (ППК) и разработанные на их основе автоматизированные рабочие места (АРМ). Внедрение АРМ на базе ППК и объединение их в сети позволяет создать мощные системы, включающие распределенные базы данных, широкий спектр программных средств, дружественных конечно-

му пользователю, что в конечном результате приводит к дальнейшей интеграции проектировщика и специалиста по использованию вычислительной техники.

Экономический эффект от применения САПР достигается в сфере как проектирования, так и производства. Эффект в сфере производства достигается, главным образом, при реализации оптимальных и надежных решений, принимаемых благодаря САПР в проектах и планах.

Возможность оценки в короткие сроки большого числа вариантов и учета всех определяющих факторов и взаимосвязей позволяет намного повысить точность расчетов, обоснованность и надежность проектных решений. В горном производстве, где сметная стоимость объектов строительства (карьеров, шахт и т. п.) особенно велика и составляет десятки и сотни миллионов рублей, где на открытых разработках в широких масштабах используется чрезмерно дорогостоящее оборудование (например, цена автосамосвала достигла сотен тысяч рублей), где объемы выемки горных пород из карьера достигают многих десятков миллионов кубометров в год, повышение степени оптимизации, приводящее к сокращению как капитальных, так и эксплуатационных затрат на 10—15% и более, может дать громадный экономический эффект.

Следует обратить внимание еще на два компонента эффективности в сфере производства. Во-первых, применение САПР существенно сокращает сроки проектных и плановых работ и тем самым намного ускоряет реализацию планов строительства или реконструкции горного предприятия. Во-вторых, развитие системы САПР позволяет более надежно и во многих вариантах и деталях рассматривать и оценивать перспективы развития горных работ на том или ином карьере, что особенно важно при решении вопросов о доразведке месторождений, вскрытии глубоких горизонтов, поэтапной отработке и сроках расконсервации временных бортов и т. п.

Эффект в сфере проектирования достигается благодаря значительному (в десятки раз) сокращению сроков проектных работ и повышению качества проектной документации, особенно чертежей. Большим достоинством является также возможность оперативной корректировки проектных и плановых решений при изменении заданий, исходных данных и при необходимости оценки новых вариантов. При достаточно полном техническом и программно-информационном обеспечении, охватывающем не только расчетные работы, но и изготовление проектной документации (чертежи, таблицы, текст пояснительных записок), производительность труда может быть повышена и, соответственно, количество персонала может быть снижено. Одновременно с этим потребуется существенное повышение квалификации горных инженеров-проектировщиков и привлечение в про-

ектные институты специалистов по техническому обслуживанию ЭВМ, математиков-программистов и др. Внедрение САПР приводит к значительному уменьшению низкоквалифицированного персонала, занятого при обычной организации проектирования на чертежных и расчетных работах, и к увеличению доли специалистов высокой квалификации.

4.2. СТРУКТУРА САПР ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Структура систем автоматизированного проектирования горного производства (табл. 4.1) помогает ответить на вопросы, возникающие в проектной практике, а именно: какие элементы (компоненты) программного обеспечения должны быть поставлены в соответствие разделам и основным задачам проекта горного предприятия и, наоборот, какое содержание применительно к технологии горных разработок должно быть включено в общепринятые структурные элементы — системы, подсистемы, проектно-конструкторские задачи и модули? Ответы на них необходимы, в частности, при выборе и приобретении программ для практического использования при планировании и финансировании работ по созданию программного обеспечения, при оценке качества и назначения программных комплексов.

Структура САПР горного производства, представленная в табл. 4.1, предложена Д. Г. Букейхановым, И. Б. Табакманом, А. С. Танайно, В. С. Хохряковым на базе опыта ведущих групп разработчиков САПР горного производства.

По организационно-техническому признаку выделяются *САПР отрасли и проектного института.*

Несмотря на то, что по базовым условиям (горно-геологическим, экологическим, экономическим, технико-технологическим требованиям организации и безопасности труда и др.) горное производство вне зависимости от вида полезного ископаемого едино, при создании программного обеспечения приходится учитывать специфику отраслей в части нормативных и методических рекомендаций терминологии, некоторых единиц измерения, оформления документации и др. Это обусловливает создание отраслевых САПР.

Сформированы САПР-уголь, САПР-руда, которые являются организационно-методическими отраслевыми органами, возглавляемыми главными конструкторами САПР отраслей.

САПР проектного института является организационно-технической структурой, в настоящее время складывающейся в горном производстве во многом стихийно в результате работ по компьютеризации проектирования. Опыта в этом вопросе, к сожалению, мало. Процесс формирования САПР проектного института идет в различных организациях неравномерно,

Таблица 4.1

Автоматизированные системы проектирования (САПР) горного производства

Группы систем	Системы
Организационно-технические	Отрасли Проектного института Горного предприятия (объединения, рудоуправления, карьеры, шахты)
Объектно-ориентированные и проблемно-ориентированные	Производственные проектирующие Производственные планирующие Учебные, исследовательские
Отраслевые	САПР-уголь САПР-руда САПР-цветметруда Учебно-исследовательские САПР и др.
Интегрированные САПР	САПР-карьер САПР-шахта САПР-рудник (подземный) САПР-обогатительная фабрика
Проектирующие системы	Открытых разработок: крутых и наклонных залежей, горизонтальных и пологих месторождений, нагорных месторождений, горно-геометрического анализа, вскрытия, систем разработки, внутрикарьерного транспорта, буровзрывных работ, структур комплексной механизации и др.
	Подземных разработок угольных месторождений, подземных разработок рудных месторождений Обогатительных фабрик
Системы банков данных	Информационно-справочные Объектные (геоинформационные) Аналогов проектных решений Экспертизы
Базовые системы	Графоотображающие системы, диалоговые графические системы, СУБД, документаторы и т. д.
Обслуживающие системы	Строительные Энергетические Электротехнические Сметные
Инвариантные системы	Топографии Геологии Подсчета запасов и расчета кондиций Охраны окружающей среды Сметные и экономические Горной механики (задачи водоотлива, вентиляции, подъема) Электроснабжения Прогнозирования технико-экономических показателей

различными путями, с поисками организационных форм и решения многих организационных, правовых, финансовых, технических и других проблем.

По назначению САПР подразделяются на учебные, производственные и исследовательские.

Учебные САПР создаются в вузах и отраслевых институтах повышения квалификации с целью компьютеризации учебного процесса для подготовки горных инженеров-технологов и инженеров — пользователей САПР, а также переподготовки специалистов проектных институтов и производственных предприятий. Эти САПР отличаются прежде всего тем, что программное обеспечение должно носить ярковыраженный дидактический характер и поэтому должно в основном создаваться специально для учебного процесса в диалоговом режиме, а техническое обеспечение должно быть рассчитано на большую (10—12 ч) ежедневную регулярную, строго по расписанию нагрузку и одновременный прием больших групп пользователей однотипного программного обеспечения. В учебном процессе особенно важна высокая надежность в течение учебных занятий как всего комплекса вычислительной техники, так и всех видов обеспечения (программного, информационного, кадрового и др.). Первая учебная САПР горного производства (САПР-карьер) создана и находится в эксплуатации с 1985 г. в Уральском горном институте.

Производственные САПР предназначены для промышленной эксплуатации в проектных институтах и производственных предприятиях и должны удовлетворять требованию длительного регулярного использования в соответствии с ГОСТами, а также отраслевыми нормами и инструкциями. Значительная часть программного обеспечения производственных САПР должна быть ориентирована на изготовление чертежей и другой проектной документации, так как при проектировании горных предприятий трудоемкость этой работы достигает 60—65% общей.

Исследовательскими САПР в большинстве случаев являются первые стадии производственных, еще не доведенные до уровня промышленной эксплуатации. Они широко используются в предпроектных обоснованиях и при выборе вариантов, принимаемых для детальных расчетов в проектах и планах. В настоящее время большую часть созданных в горном производстве систем следует отнести, вероятно, к этой стадии.

Как производственные и исследовательские, так и учебные САПР ориентированы по своему содержанию и методике на объект или проблему данной отрасли производства, т. е. являются объектно- или проблемно-ориентированными. Объектами верхнего уровня в горном производстве выступают типы горных предприятий, определяемые способом разработки и горно-

техническими условиями — угольная шахта, подземный рудник, карьер, обогатительная фабрика. Далее следуют звенья технологического процесса и группы задач, объединяемые в проектах в виде отдельных глав, например, вскрытие, система разработки, буровзрывные работы, внутрикарьерный транспорт, охрана окружающей среды и т. д.

Соответственно иерархии объектов и проблем в проектах и планах горных предприятий объектно-ориентированные и проблемно-ориентированные САПР подразделяются на интегрированные САПР, системы (проектирующие, базовые, обслуживающие, инвариантные), банки данных, подсистемы, проектно-конструкторские задачи и модули. Из систем, подсистем и проектно-конструкторских задач (ПКЗ) в конкретных условиях могут формироваться технические линии проектирования и комплексы ПКЗ, предназначенные для решения тех или иных задач с учетом специфики проектируемого объекта и проектирующей организации.

Технологические линии проектирования должны формироваться для выполнения массовых решений, а комплексы ПКЗ — для отдельных и единичных задач.

Верхним уровнем являются *интегрированные САПР,* характерным признаком которых является наличие базы знаний и математических моделей данного класса объектов проектирования, а также инвариантного и информационного обеспечения.

В горном производстве выделены следующие четыре группы интегрированных систем: САПР-карьер, САПР-угольная шахта, САПР-подземный рудник, САПР-обогатительная фабрика. В каждой группе в зависимости от горно-геологических и технологических условий может быть выделен ряд интегрированных систем. Например, в группе САПР-карьер отдельными должны быть четыре интегрированные САПР для условий открытой разработки: 1 — крутых и наклонных месторождений; 2 — пологих и горизонтальных залежей; 3 — нагорных месторождений; 4 — россыпей.

Интегрированная САПР состоит из пяти групп систем: 1 — проектирующих; 2 — банков данных; 3 — базовых; 4 — обслуживающих и 5 — инвариантных (рис. 4.1).

В группу обслуживающих входят системы, независимые от горного производства, в группу инвариантных — независимые от объекта проектирования.

Если обслуживающие системы могут и должны, как правило, заимствоваться из других отраслей, то инвариантные необходимо разрабатывать для условий горного производства в целом с учетом в ряде случаев специфики отраслей и основных объектов горного производства.

К обслуживающим относятся системы машинной графики,

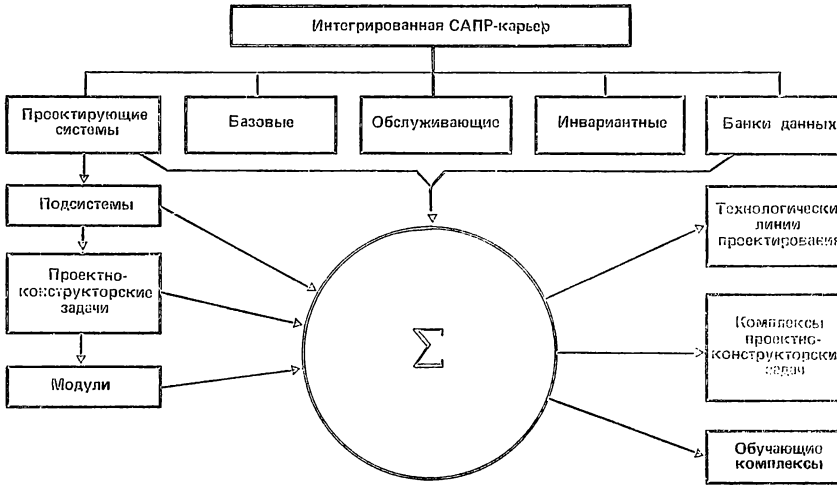


Рис. 4.1. Схема структуры интегрированной САПР-карьер

изготовления документации. В число обслуживающих могут входить, например, системы общетехнических расчетов (строительных, электротехнических, энергетических, сметных и др.). В число инвариантных входят системы, обеспечивающие решение проектных и плановых задач в части топографии и геологии, инженерной геологии, охраны окружающей среды, подсчеты запасов и расчеты кондиций, сметные и экономические расчеты, расчеты горной механики, вентиляции, электроснабжения.

К инвариантным вероятно следует отнести системы прогнозирования технико-экономических показателей и экспертизы горного производства и ряд других.

Проектирующие системы, создаваемые для определенной группы задач проекта, должны быть ориентированы на определенные геологические условия, технологию и, частично, специфику отрасли.

В группу проектирующих систем для интегрированной САПР открытой разработки должны входить системы горно-геометрических расчетов и горно-геометрического анализа, обоснования главных параметров карьера, вскрытия, внутрикарьерного транспорта, системы разработки структур комплексной механизации и др. Общее число проектирующих систем этой группы должно быть в пределах 12—25, но, как и вообще для всех интегрированных САПР, оно нуждается в обосновании и будет уточняться по мере их разработки и промышленного освоения.

Если не в каждой, то в большинстве проектирующих систем будет, вероятно, несколько (до 4—5) подсистем. Напри-

мер, в систему вскрытия должны входить подсистемы расчета конструкции траншей и их примыканий к борту карьера, оптимальная глубина погружения внешней траншеи, трасса съездов, подготовка новых горизонтов и др. Подсистема «конструкция внешних траншей и их примыканий» состоит из проектно-конструкторских задач (ПКЗ) — определение ширины дна траншеи, ширины транспортных и предохранительных площадок, расчет объемов траншей и др. В свою очередь ПКЗ объемов траншей включает такие модули, как расчеты кривых трассы, расчеты углов поперечных сечений продольных уклонов, расчеты объемов и площадей элементов траншей и т. п.

Если в каждой подсистеме около 5—10 ПКЗ, то общее число элементов в интегрированной САПР-карьер для условий крутых и наклонных месторождений составит: проектирующих систем 12—15, подсистем 50—65, проектно-конструкторских задач свыше 400—500. С учетом прочих условий, т. е. горизонтальных и пологих залежей, нагорных месторождений и россыпей общее число составит: проектирующих систем 20—25, подсистем около 80—100, ПКЗ — 600—700. Кроме того, в общее программное обеспечение САПР-карьер должны входить свыше 20—25 обслуживающих и инвариантных систем, а также ряд систем автоматизированных банков данных.

Структура программного обеспечения САПР горного производства сильно разветвлена и обширна. Поэтому создание программного и информационного обеспечения САПР горного производства представляет собой весьма трудоемкую задачу, требующую привлечения значительных средств.

4.3. ТЕХНИЧЕСКИЕ СРЕДСТВА САПР

В состав технических средств САПР входят большие ЭВМ типа ЕС, мини- и микроЭВМ типа СМ, а также персональные компьютеры ЕС-1840, Искра-1030, «Нейрон» (советские аналоги IBM PC) и различные настольные микроЭВМ. Широкое распространение получают различные импортные персональные компьютеры IBM PC, а также других фирм.

На основе различных ЭВМ создают локальные вычислительные сети двухуровневые (ЕС ЭВМ и ПЭВМ) и трехуровневые (ЕС ЭВМ, СМ и ПЭВМ).

Создание сети ЭВМ позволяет наиболее полно использовать достоинства вычислительных машин разных классов. В этих случаях наиболее эффективно используется быстродействие ЕС ЭВМ, возможность организации коллективного их использования, а также использования их устройств внешней памяти большой емкости. Достоинствами СМ ЭВМ, включающимися в сеть, являются наличие большого числа периферийных устройств, сравнительно меньшая занимаемая площадь, их универ-

сальность, т. е. возможность работы как в режиме вычислений, так и в качестве управляющей ЭВМ. Главным достоинством ПЭВМ являются их небольшие габариты и приближенность к пользователю.

В состав технических средств САПР кроме ЭВМ входят периферийные устройства, обеспечивающие обмен информацией между ЭВМ и абонентскими пунктами, ввод информации в ЭВМ, вывод результатов вычислений, накопление, хранение и передачу информации, изготовление графической, текстовой и цифровой документации (рис. 4.2).

Периферийные устройства должны обеспечивать эффективное взаимодействие проектировщика с ЭВМ как в пакетном, так и диалоговом режиме и обладать быстродействием, достаточным для решения проектных задач в приемлемое время.

В состав минимального комплекса периферийных средств, обеспечивающего пакетный режим работы, обычно входят устройства подготовки данных и ввода — вывода, алфавитно-цифровые печатающие устройства (АПЦУ), электрические пишущие машинки, внешние запоминающие устройства (накопители).

Устройства подготовки данных предназначены для нанесения исходной информации на перфокарты, перфо- и магнитные ленты, другие носители информации. Эти устройства работают независимо от ЭВМ и, как правило, размещаются в отдельных помещениях. После проверки подготовленные данные передаются на устройства ввода. Устройство ввода — вывода обеспечивают как передачу информации в оперативное запоминающее устройство, так и вывод данных на внешние носители. Устройства ввода — это считыватели с перфокарт, перфолент и других носителей. Устройства вывода в принципе аналогичны устройствам подготовки данных.

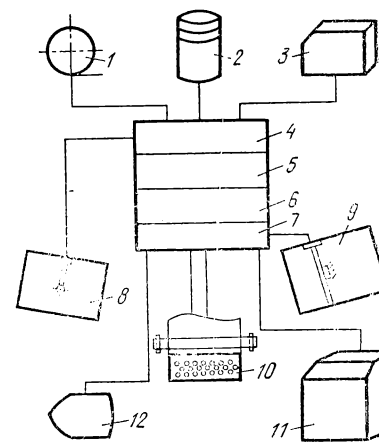


Рис. 4.2. Комплект технических средств автоматизированного проектирования:

1 — накопитель на магнитной ленте (НМЛ); *2* — накопитель на магнитных дисках (НМД); *3* — перфокарточный ввод (ПКВ); *4* — канал ввода; *5* — оперативное заполняющее устройство (ОЗУ); *6* — процессор; *7* — канал вывода; *8* — кодировщик графической информации (КГИ); *9* — графопостроитель; *10* — электрифицированная пишущая машинка; *11* — алфавитно-цифровое печатающее устройство (АЦПУ); *12* — дисплей

Алфавитно-цифровые печатающие устройства (АЦПУ) предназначены для печати выводимой информации на бумажной ленте шириной от 80 до 420 мм. В строке, печатаемой АЦПУ ЕС ЭВМ, содержится от 128 до 160 знаков. Скорость печати — от 650 до 1100 строк в минуту. АЦПУ является основным устройством, с помощью которого результаты расчетов в виде текстов, таблиц выдаются пользователю.

Для оперативной связи между ЭВМ и оператором используются специализированные дисплеи.

Внешние запоминающие устройства-накопители предназначены для хранения больших объемов информации. В ЕС ЭВМ используются НМД — накопители на магнитных дисках («дисковод») и НМЛ — накопители на магнитных лентах («магнитофон»). Емкость сменных пакетов магнитных дисков составляет 7,25—200 Мбайт. После того как адрес найден, информация выдается со скоростью примерно 150—300 Кбайт/с. Накопители на магнитных лентах (ширина 12,7 мм) имеют емкость 25—50 Мбайт, скорость считывания (записи) 64 Кбайт/с при скорости движения девятидорожечной ленты 2 м/с.

Минимальный набор периферийных устройств обеспечивает только пакетный режим обработки информации, т. е. автоматическое решение по составленной программе без вмешательства человека в ход решения. Такой режим применяется для решения больших по затратам времени и объему информации задач, например, подсчет запасов по месторождению, или задач, в которых заранее предусмотрены всевозможные ситуации решения и четко предусмотрены направления продолжения расчетов в точках алгоритма.

В тех случаях, когда автоматический (пакетный) режим решения нежелателен по причинам трудности формализации расчетных процедур или отсутствия ее (например, выбор направления развития по фронту, по глубине карьера, направления вскрытия), или когда решение надо оценить на промежуточном этапе расчета, или при малом объеме вводимой информации — необходимо использовать *диалоговый режим,* который обеспечивается расширенным комплектом периферийных устройств. Этот комплект также позволяет вести обработку графической информации и производить телеобработку данных.

В состав дополнительного комплекта входят алфавитно-цифровые и графические дисплеи, кодировщики графической информации, графопостроители различных типов, устройства системы телеобработки данных и некоторые другие специализированные устройства.

Алфавитно-цифровые и графические дисплеи предназначены для ввода и вывода информации из ЭВМ. Устройства оперативного ввода — вывода без промежуточных носителей ин-

формации, обеспечивающие возможности взаимодействия человека с ЭВМ, называются *терминалами.*

Все терминальные устройства (дисплеи, графопостроители и др.) могут работать в четырех режимах: «on line» (на линии), «off line» (вне линии), еще два режима служат для вывода информации из так называемой «буферной» памяти терминала в ЭВМ или на АЦПУ.

Основным режимом работы дисплеев является режим подключения к ЭВМ (на линии). В этом режиме и происходит диалог пользователя с ЭВМ, который общепризнанно является основным режимом взаимодействия человека с ЭВМ.

Распространение получили *дисплейные станции* ЕС-7906 и ЕС-7920, состоящие из 8—16 дисплеев типа ЕС-7066 и ЕС-7927 с соответствующими устройствами управления и сопряжения.

Дисплейные станции подключаются к ЭВМ через мультиплексный канал, обеспечивающий одновременную работу дисплеев в режиме разделения времени (или режиме мультидоступа). ЭВМ последовательно опрашивает все терминалы и при наличии запроса обслуживает пользователя, затем переходит к следующему терминалу и т. д. Вследствие высокого быстродействия ЭВМ создается впечатление, что никто, кроме данного пользователя, не работает с ЭВМ в данный момент времени. Помимо системы разделения времени (СРВ), организующей работу ЭВМ для диалогового режима, необходима специальная подсистема диалоговых процедур, организующая работу пользователя за терминалом и взаимодействие с программой расчетов, написанной для диалогового взаимодействия человека с ЭВМ.

Подсистемы диалоговых процедур работают либо в режиме «директив», либо в режиме «меню». В режиме «директив» на экране дисплея высвечиваются команды (директивы) типа «введите параметр «а» и пользователь должен на клавиатуре набрать величину этого параметра, например цифру 2. После выполнения расчета по разделу программы, где используется этот параметр, задается новая директива, например: «укажите, в каком направлении продолжать расчет»: «1» или «2» и т. д. до завершения всего расчета по программе проектной задачи.

После окончания диалога ЭВМ запрашивается форма выдачи результатов: нужны ли «промежуточные результаты» или только «конечные», нужна ли «распечатка на АЦПУ» или только «высвечивание» на экране дисплея, и по запросу выдаются необходимые данные.

В режиме «меню» пользователю предлагается выбрать из набора данных требуемую, по его мнению, величину; после расчета этой части задачи предлагается сделать новый выбор из нескольких величин или диапазона их следующего пара-

метра, соответствующий этапу расчета. И так до завершения решения.

При автономном использовании дисплея (режим «off line») с помощью клавиатуры можно вводить и редактировать текст, при этом имеется возможность стирания всего текста на экране, стирания одной строки, замена символов в тексте и тому подобных операций. Место на экране, где производится редактирование, обозначает специальная светящаяся метка — «курсор», перемещение которой осуществляется нажатием специальных клавиш. В совместном использовании с ЭВМ (режим («on line») можно производить составление и отладку программ, что позволяет избежать использования промежуточных носителей — перфокарт и значительно (в несколько раз) ускоряет процесс программирования и отладки программ.

Кодировщики графической информации (дигитайзеры) служат для съема и ввода графической информации в ЭВМ путем преобразования в цифровой код начертаний линий и символов чертежей, графиков, схем и других графических документов (рис. 4.3, *а*). Различают автоматические и полуавтоматические устройства съема графической информации. Автоматические делятся по принципу действия на два типа: сканирующие и следящие. В сканирующих устройствах поле чертежа просматривается построчно с помощью развертывающих систем. Следящие устройства «отслеживают» линии чертежа, прогнозируя возможное продолжение их и производя поиск ближайших точек линии при случайном сходе. Общим для устройства обоих типов является использование фотоэлектрического эффекта. Автоматические кодировщики имеют ограниченное применение: для считывания графиков и несложных графических изображений.

Полуавтоматические устройства используют следующий

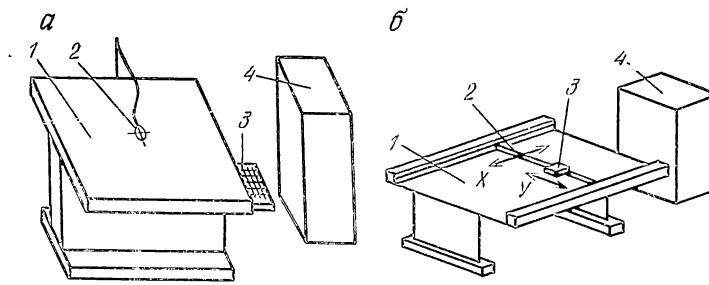


Рис. 4.3. Средства считывания и отображения информации:

а — кодировщик графической информации (*1* — планшет кодировщика; *2* — визир съема информации; *3* — пульт кодирования; *4* — пульт управления); *б* — графопостроитель планшетного типа (*1* — планшет; *2* — траверса; *3* — пишущий узел; *4* — пульт управления)

принцип действия. Оператор устанавливает рабочий орган устройства в заданную точку чертежа, координаты этой точки вычисляются и представляются в цифровом коде автоматически. Эта операция затем повторяется со следующей точкой и т. д. до тех пор, пока не будут сняты и переданы координаты всех точек. Помимо кодирования координат точек (линий и т. п.) имеется возможность вводить «признак» координат. Так, например, при съеме информации о контурах полезного ископаемого кодируются не только точки контура, но и их принадлежность к определенному типу полезного ископаемого. К полуавтоматическим устройствам, работающим в составе АРМов на базе СМ ЭВМ, относится УПГИ (устройство считывания и преобразования графической информации в цифровой код — на перфоленту). Кодировщик типа ЭМ-709, также используемый в АРМ-Р, имеет максимальный размер кодируемого чертежа 900×1200 мм, погрешность съема координат ±0,2 мм.

В качестве устройства ввода — вывода графической информации используются графические дисплеи, однако возможности их ограничены, так как высока погрешность съема, а изображение не является документом.

Графопостроители (плоттеры) предназначены для автоматического вычерчивания проектной графической документации (чертежи, схемы, графики и т. п.).

По размещению носителя (бумаги, кальки, пленки) графопостроителя делятся на планшетные, рулонные и барабанные. Планшетный графопостроитель представляет собой специальный чертежный стол, оборудованный электромеханическими траверсами и каретками с самописцами (от одного до четырех), перемещающимися по осям X и Y (рис. 4.3, *б*). Каретка с самописцами рулонного барабанного графопостроителя перемещается только вдоль оси X; координата Y отрабатывается за счет перемещения носителя у рулонного и вращения реверсивного барабана с носителем у барабанного графопостроителя. В практике проектирования наиболее распространены планшетные графопостроители, хотя рулонные и барабанные имеют свою область применения, например, при вычерчивании трасс путей и других вытянутых изображений.

К эксплуатационным характеристикам графопостроителей относятся шаг пишущего элемента, составляющий 0,05 или 0,1 мм, типы изображаемых линий (сплошная, штриховая, пунктирная и пр.), скорость вычерчивания, масштаб изображения.

Система вывода графической информации с использованием графопостроителя включает:

оператор, подготавливающий исходные данные;

ЭВМ, производящую расчет данных для черчений;

устройство управления исполнительными приводами движущих органов графопостроителя;

графопостроитель, в котором пишущее устройство перемещается по рабочему полю.

Наиболее производительно эта система работает при наличии специального (проблемно-ориентированного) программного обеспечения.

Графопостроители имеют три режима эксплуатации.

Автономный. Графическое устройство работает обособленно от ЭВМ. В этом случае результаты расчетов на ЭВМ заносятся на промежуточную магнитную или перфоленту, информация с которых затем считывается специальными устройствами, входящими в комплект графопостроителя или сконструированными индивидуально.

Централизованный. Графопостроитель через соответствующий канал непосредственно подключается к ЭВМ через устройство управления.

Дистанционный. В этом режиме графопостроитель удален от ЭВМ на значительное (до нескольких сотен километров) расстояние. Управление работой графопостроителя производится посредством данных, передаваемых по каналам связи, что требует определенной организации взаимодействия системы «ЭВМ — удаленное периферийное устройство».

Для графопостроителей характерна работа в автономном режиме («off line»).

Периферийные устройства САПР могут оказаться удаленными от ЭВМ на значительное расстояние. Технические возможности, например, дисплеев, позволяют эксплуатировать их на расстояниях не более 60—1200 м (ЕС-7066, ЕС-7927); при большем удалении от вычислительного центра возникает необходимость в специальной аппаратуре связи. При этом вычислительная сеть (ЭВМ — связь — терминал) рассматривается как система телеобработки данных.

Применяются следующие типы каналов связи: телефонный, телеграфный, широкополосный, имеющие соответственно скорость передачи информации от 50 до 300, 4800 и 48 000 бит/с. Типичная схема связи абонентских пунктов (терминалов) включает после ЭВМ специальное устройство — мультиплексор передачи данных, подготавливающий информацию для сопряжения ЭВМ с аппаратурой передачи данных по телефонному или телеграфному каналу. В сочетании с некоторым дополнительным оборудованием мультиплексор, аппаратура передачи данных и абонентский пункт составляют системы телеобработки данных. С помощью этих систем производится подключение к удаленным ЭВМ, вычислительным центрам коллективного пользования.

4.4. ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРСОНАЛЬНЫХ КОМПЬЮТЕРОВ

Персональные электронные вычислительные машины (ПЭВМ) как новый класс вычислительной техники появились в конце 70-х начале 80-х годов и благодаря сравнительной низкой стоимости, малым размером (настольного типа) и большим возможностям получили широкое массовое распространение в самых различных областях человеческой деятельности. Персональные компьютеры подразделяются на бытовые, учебные и профессиональные (ППК).

В проектировании, планировании и управлении используются профессиональные компьютеры.

Первое поколение ППК основывалось на 8-разрядных микропроцессорах, в настоящее время более совершенные модели строятся на базе 16- и 32-разрядных микропроцессоров. Характерной особенностью любого ППК является его модульная структура (рис. 4.4), позволяющая дополнять базовый комплект периферийных устройств ППК различными специализированными модулями.

Наиболее широко используются микропроцессоры, имеющие 16-битовую организацию. Для первых двух максимально возможный размер ОЗУ составляет 1 Мбайт, для последнего — 16 Мбайт.

Более современным и перспективным являются микропроцессоры с 32-битовой организацией. В последнее время появились так называемые языково-ориентированные микропроцессоры, система команд которых конструируется по командам, непосредственно доступным из базового языка программирования.

Для увеличения скорости расчетов используются совместно с базовым специализированные процессоры, предназначенные для обработки десятичных чисел (сопроцессоры), предназначенные для обработки матриц (векторные процессоры) и др. Кроме того, делаются попытки создать ППК с параллельной архитектурой. Средняя производительность такой системы варьируется в пределах 10—30 млн оп/с, т. е. данная модель попадает в класс суперЭВМ, к которым относятся ЭВМ с производительностью не ниже 20 млн. оп/с.

Неуклонно растущие технические характеристики ППК, расширение класса периферийных специализированных устройств, возможность объединения ППК в локальных вычислительных сетях с более мощными ЭВМ — все это привело к тому, что будущее САПР связывают с ППК.

Использование ППК в САПР сопровождается повышением «дружественности» человеко-машинного интерфейса на основе полиэкранных и графических меню; наряду с двухмерной графикой появляется возможность использовать трехмерную

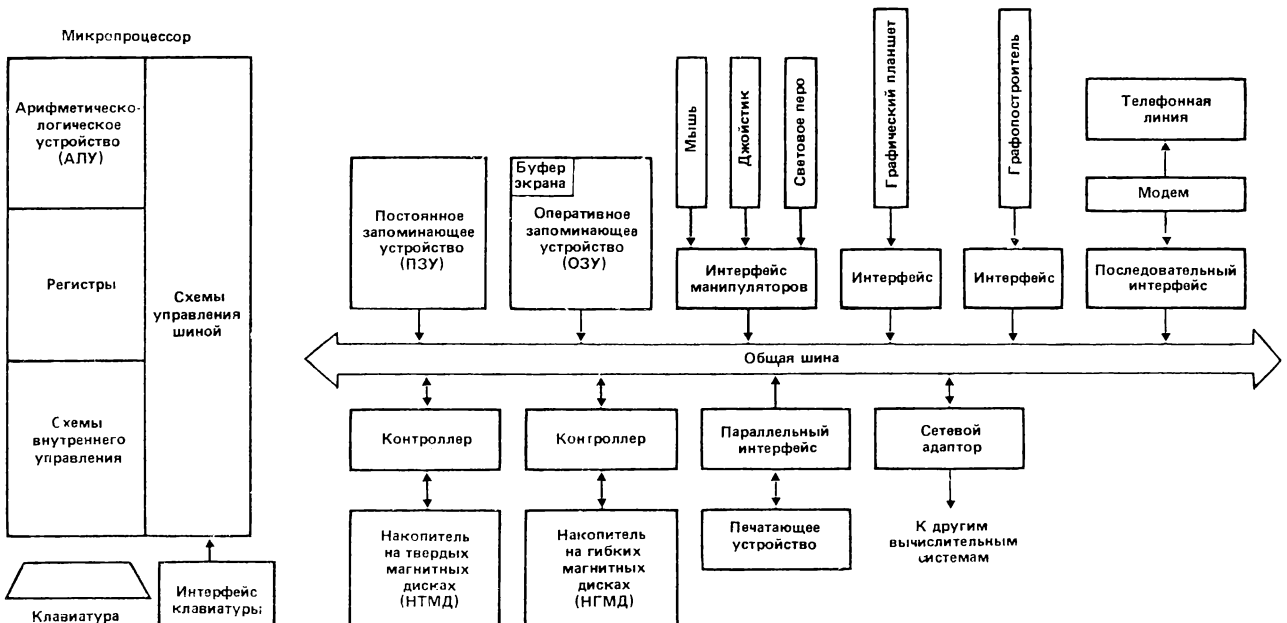


Рис. 4.4. Структура профессионального персонального компьютера с периферийными устройствами

графику. Проектировщик, работающий на ППК, может вести в диалоговом режиме процесс проектирования, получая промежуточные результаты либо на графическом дисплее, либо на плоттере, при этом используются технические и программные средства, освоение которых не требует ни большого времени, ни специальных знаний по программированию, математическому моделированию и т. д.

Много новых проблем порождает включение ППК в структуру сложившихся САПР, поскольку соединение концептуально-разнородного программного обеспечения вызывает реакцию «отторжения». Кроме того, чтобы полностью использовать возможности ППК в САПР, необходимо построение систем проектирования на базе локальной вычислительной сети, верхний уровень которой представлялся бы высокопроизводительными ЭВМ с размещенной на них базой данных.

4.5. ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ САПР

Процесс решения задачи в САПР состоит в автоматизированной переработке информации, включающей такие операции, как поиск и сбор информации, ее хранение, обработку, ввод ее в ЭВМ, передача информации от одного устройства и вычислительного комплекса к другому и др.

Единицами измерения информации в системах электронной вычислительной техники являются бит и байт.

Бит — наименьший элемент информации в двоичной системе счисления; принимает значение 0 или 1.

Байт — основная единица информации в современных электронных машинах. Представляет собой упорядоченную последовательность восьми двоичных цифр (битов), которая обрабатывается как единица информации; байт служит также в качестве единицы для выражения объемов памяти ЭВМ.

Килобайт равен приблизительно тысяче байтов (1 кбайт = = 1024 байтов).

Мегабайт равен приблизительно миллиону байтов (1 Мб = = 1024 Кбайт).

Информационное обеспечение предназначено для получения исходной информации из различных источников, фиксации их на первичных документах, кодирования и декодирования отдельных реквизитов, определения и увязки информационных потоков, подготовки исходной документации для ввода в ЭВМ, формирования и сервисного обслуживания базы данных системы, выдачи информации пользователям.

Компонентами информационного обеспечения являются:

1 — документы, содержащие описания стандартных процедур, типовых проектных решений, типовых элементов, исходную геологическую информацию и другие данные;

2 — наборы данных на машинных носителях с записью указанных документов, обеспечивающие функционирование соответствующих подсистем САПР (табл. 4.2).

Совокупность компонентов информационного обеспечения образует информационную базу (базу данных) САПР, а совместно с системой управления расчетами образуют банк данных.

Данные — общий термин, служащий для обозначения любых сведений, чисел, букв или символов, а также сведений, которые описывают некоторые предметы, идеи, условия, ситуации или факторы или же связаны с этими объектами.

Банк данных — это система организации, хранения, ввода и вывода интегрированной информации, которая расположена на машинных носителях и предназначена для многоцелевого комплексного использования. Основными составными элементами банка данных являются база данных (БД) и система управления базой данных (СУБД).

База данных представляет собой совокупность данных, определенным образом организованных и используемых для решения задач САПР.

Вся информация базы данных делится на условно-постоянную и переменную части. Условно-постоянную часть составляют данные о характеристиках средств комплексной механизации, экономических показателях, а также о типовых проектных решениях и сведениях научно-технического прогресса. Объем условно-постоянной части базы данных зависит от способа организации данных и составляет примерно 1—3 Мбайт.

Переменная часть базы данных, включающая информацию о геологии месторождения и маркшейдерских планах, удобно делится на тома, каждый из которых представляет данные по отдельному месторождению. Объем отдельного тома зависит от размеров месторождения и метода моделирования и колеблется в пределах 6—12 Мбайт.

Система управления базой данных — это совокупность программных средств, ориентированных на организацию, создание, хранение, обновление доступа из прикладных программ и обеспечение целостности данных. Языки описания данных и манипулирования с ними являются составными частями этой системы.

СУБД разрабатывается в виде общесистемных пакетов прикладных программ и предназначается для многоцелевого применения: для решения информационных задач со сложноструктурной информацией большого объема. В состав СУБД, кроме систем управления базами данных, входит множество компонент: прикладные программы, трансляторы, интерпретаторы, средства программирования и другие как для работы с базами данных, так и системные, имеются средства обеспечения активного диалога работы с ЭВМ, и при наличии соот-

Таблица 4.2

Характеристика носителей информации

Наименование носителя	Количество информации, измеряемой (приближенно)		Скорость обращения к носителям информации
	в байтах	в стандартных машинописных знаках	
Машинописный стандартный текст:			
1 знак (буква, символ, цифра, пробел между буквами)	1 байт (Б)		
1 строка	60 Б	60 знаков	
1 страница (через 2 интервала)	1800 Б	30 строк=1800 знаков=0,046 печ. л. (авторского листа	
Перфокарта	800 Б	13,3 строки	30—50 перфокарт в секунду
Перфолента (один метр)	269 Б	6,67 строк	50—300 байтов в секунду
Магнитный диск гибкий 8-дюймовый	256 кБ на одной стороне 512 кБ на двух сторонах	4352 строки=145 страниц	250 Кбит/с
Магнитный диск гибкий 5,25-дюймовый	0,5 МБ	8704 строки=290 страниц	
Магнитный диск твердый ПЭВМ (типа Винчестер)	40 МБ	700 тыс. строк=23 тыс. страниц	
Магнитная лента:			
малая (СМ)	10 МБ	150 тыс. строк=5 тыс. страниц	
большая (ЕС)	400 МБ	400 тыс. строк=14 тыс. страниц	
Твердые магнитные диски в стандартных сменных кассетах диаметром 381,35 мм:			
кассета однодисковая	2,4 МБ	42 тыс. строк=14 тыс. страниц	2,5 МБ/с
кассета 11-дисковая	200 МБ		800—6500 кБ/с

ветствующего оборудования обеспечивается телекоммуникационный метод доступа к данным.

СУБД организует взаимодействие между прикладными программами, базой данных и операционной системой.

Организация информационного обеспечения должна удовлетворять следующим требованиям: минимальной трудности сбора информации; полноты и достоверности данных, отображающих проектируемые объекты; обеспечения одноразовости сбора и ввода информации, многократности и многоцелевого ее использования; накопления на базе данных информации с минимальным дублированием; развития информационного обеспечения путем наращивания данных и организации новых связей; возможности организации доступа к данным с различных уровней структур; организации одновременного доступа к базе данных групп пользователей; работы в режиме диалога с ЭВМ; защиты данных от разрушения.

Компоненты базы данных САПР карьеров. Вся информация, циркулирующая в САПР, по функциональному назначению делится на исходные, промежуточные и выходные данные (см. рис. 4.4).

Исходные данные. Для горнодобывающей промышленности, несмотря на различие отраслей (угольная, железорудная, цветная, строительных материалов и т. д.), характерна общая структура исходных данных. При этом внутреннее содержание данных всегда предметно адаптировано не только по отраслям и регионам, но и по конкретным проектным организациям, так как каждая проектная организация отрасли специализируется на ограниченном круге объектов региона.

В результате САПР проектного института оперирует исходными данными, характерными для отрасли, а также для регионов и объектов. В целом информационная база включает следующие компоненты:

технические характеристики средств комплексной механизации;

экономико-организационные условия;

природно-технологические условия месторождений;

маркшейдерские планы;

технологические параметры;

типовые проектные решения;

сведения о научно-техническом потенциале и др.

Каждая из составляющих информационной базы представляется в виде отдельного раздела или компоненты. Необходимость такого деления обусловлена природой данных.

Раздел о технических средствах комплексной механизации включает информацию о типах и характеристиках оборудования, используемого в технологическом процессе горных работ. Эта компонента во многих отношениях инвариантна раз-

личным отраслям горной промышленности, так как одни и те же типы экскаваторов, автомобилей и другое оборудование используются и в других отраслях. Поэтому информация об оборудовании формируется по паспортным данным заводов-изготовителей на каждый тип машин.

Экономико-организационная компонента информационной базы представляет экономические и организационные данные проектируемого производства. Экономическая компонента включает цены на оборудование, монтаж и строительство типовых объектов, энергоснабжение и т. д. Источником информации служат постоянные и временные нормативные документы, различные СНИПы, основные технико-экономические показатели по объектам-аналогам. Для реконструируемых объектов, кроме перечисленных, вносится информация об основных производственных фондах объектов, сложившейся организационной структуре предприятия и др.

Раздел информационной базы о природно-геологических условиях характеризует географические и геологические условия проектируемого производства. В проектном институте сосредоточивается информация по нескольким объектам, каждый из которых включает общие и детальные данные геологической разведки. Эта компонента информационной базы представляется большим объемом информации.

При создании проектов реконструкции необходима информация о положении горных работ в карьере, о топологии горных выработок и транспортных коммуникаций. Совокупность этих данных, именуемых маркшейдерскими планами и разрезами, представлена графически и имеется на каждом действующем предприятии. Характерной особенностью этой информации является динамичность и использование ее не только на стадии проектирования, но и планирование.

Данные о технологических параметрах характеризуют проектируемый объект как в общем, так и детальном плане. Эта информация сугубо специфична только для проектируемого объекта и включает данные о производственной мощности, связях между технологическими цехами, системах разработки и их параметрах.

Раздел информационной базы о типовых проектах содержит характеристики типовых проектных решений. Например, данные о наличии (или отсутствии) проектов типовых конструкций зданий, сооружений и основные технические характеристики этих проектов. Эта компонента информационной базы именуется библиотекой типовых проектных решений. Без этих компонент полная автоматизация проектных работ практически невозможна.

Наряду с указанными обязательными компонентами информационной базы важное значение имеет компонента, ха-

рактеризующая научно-технический потенциал. В процессе разработки технических решений по проектируемому объекту в поисках прогрессивных решений проектные организации изучают патентную литературу, знакомятся с составлением научно-исследовательских работ, анализируют информацию о новых технических разработках и т. д.

Автоматизированное накопление и поиск научно-технической информации выполняют существенную роль в генерации новых технических решений. Структура этой компоненты информационной базы хорошо разработана в информационно-поисковых системах.

Промежуточные данные генерируются в процессе решения задач и хранятся так же, как исходные, в базе данных. Промежуточные данные циркулируют между задачами, программами и модулями. Необходимость в промежуточной информации возникает в двух случаях: невозможность получения конечных результатов одной программой; генерируемая одной программой информация предназначается для использования в ряде задач. Перечень, объем и структура промежуточных данных определяются в техническом проекте САПР, обусловливаются технологией обработки информации и набором технических средств.

Выделение промежуточной информации значительно облегчает процесс программирования, так как появляется возмож-

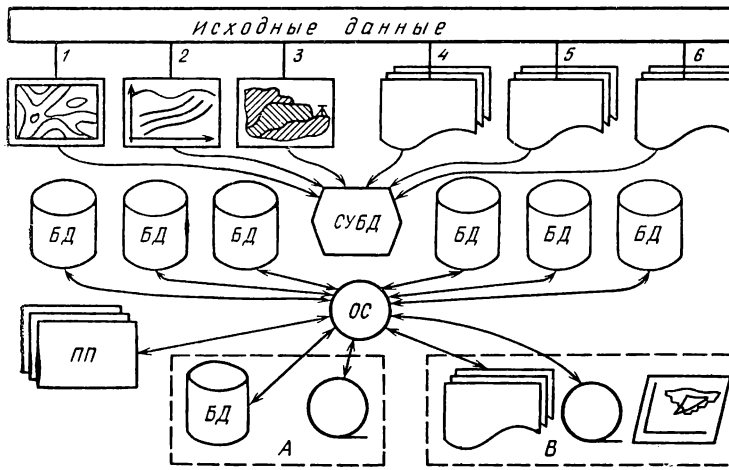


Рис. 4.5. Схема связи данных в вычислительной среде:

1—2 — данные о природно-геологических условиях; *3* — технологические параметры и маркшейдерские планы; *4* — данные о средствах комплексной механизации; *5* — экономические данные; *6* — типовые проектные решения; *А* — промежуточные данные; *В* — выходные данные; *БД* — база данных; *СУБД* — система управления базой данных; *ОС* — операционная система; *ПП* — прикладная программа

ность делить систему на отдельные блоки и выполнять их самостоятельное программирование.

Выходные данные — результаты решения задач, получаемых в табличной или графической форме. Состав, число и форма представления выходных данных определяются требованиями задач проектирования и, как правило, в каждом проектном институте устанавливаются конкретно.

Связь между всеми типами данных на логическом и физическом уровне осуществляется оперативной системой конкретной ЭВМ и СУБД посредством запросов из прикладных программ (рис. 4.5).

Каждая СУБД представляет пользователю определенный круг возможностей для ввода — вывода данных в рамках принятой терминологии и языка описания данных.

4.6. ПОДГОТОВКА ГРАФИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ ДЛЯ ВВОДА ЕЕ В ЭВМ

Подготовка графической информации для ввода в ЭВМ состоит в ее съемке с планов и разрезов и кодировании. Съем графической информации и преобразование ее в числовую производится вручную или автоматизированно посредством кодировщиков (дигитайзеров).

При ручном съеме геометрической информации о форме и расположении на геологических планах или разрезах контуров геологических блоков, залежей, контуров горных выработок и других линий применяется следящий или растровый способ (рис. 4.6). В обоих случаях информация о кривых снимается в виде координат точек. При растровом способе координаты снимаются в точках пересечений параллельных линий растра с кодирующим контуром. На рис. 4.6 последовательность съема координат показана номерами точек, причем одна из координат может быть задана номером линии растра, что позволяет считывать только одну координату. При следящем способе контур обводится в любом направлении, начиная с произвольной точки. Интервалы между смежными точками по оси могут быть принятыми больше, чем при растровом способе, что при той же точности позволяет уменьшить число кодируемых точек.

Рассмотрим один из приемов съема информации при растровом способе вручную. На погоризонтный геологический план накладывается сделанная из прозрачного материала параллельная палетка таким образом, чтобы ее слои были параллельны оси Oy (рис. 4.7). Затем по середине каждого слоя замеряются отрезки AB, AC, AD, AE и т. д. Данные замеров заносятся в табл. 4.3.

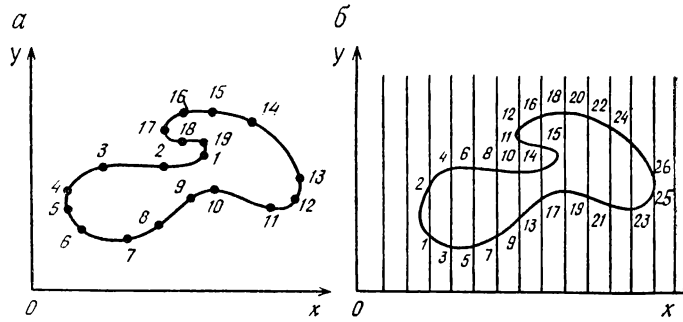


Рис. 4.6. Последовательность съема информации о контурах при следящем (*а*) и растровом (*б*) способах

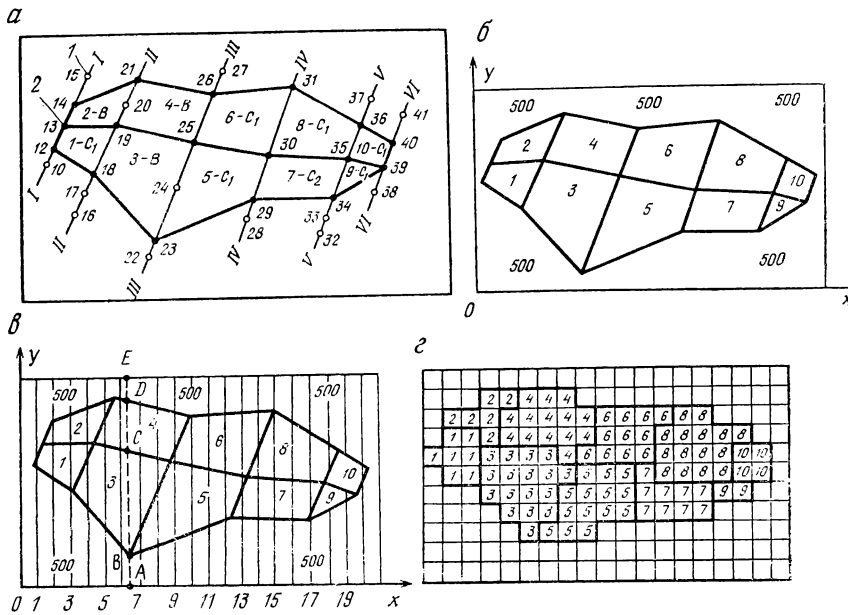


Рис. 4.7. Схема преобразования плана горизонта в математическую модель растровым способом:

а — общий вид плана горизонта (*1* — скважины по пустым породам; *2* — скважины по полезному ископаемому); *б* — порядок нумерации геологических блоков; *в* — план горизонта с наложенной палеткой; *г* — графическая интерпретация горизонта модели месторождения

Вначале записывается номер геологического блока, а затем его размер. Например, в строке 6 таблицы записываются измерения, сделанные в слое 6 погоризонтного плана. Для отрезка $AB=8$ мм запишем вначале номер геологического блока, который равен 500, а затем размер, равный 8. Получим

Таблица 4.3

Фрагмент цифровой модели месторождения

Номер слоя	Номер и размер блока (залежи)				
1	5 000 031	10 035	5 000 055	К	—
2	5 000 028	10 039	30 045	5 000 055	К
3	5 000 025	10 038	20 047	5 000 055	К
4	5 000 020	30 035	60 038	5 000 055	К
5	5 000 013	30 036	40 045	5 000 055	К
6	5 000 008	30 033	40 049	5 000 055	К
. . . . .					
19	5 000 030	100 032	5 000 055	К	*

5000008. Для отрезка $AC=33$ мм запишем 30033 и т. д. Таким образом, получим в таблице математическую модель данного горизонта в числовой фазе моделирования. Последние четыре цифры каждого элемента строки означают расстояние от оси x до границы данного блока, а первые три цифры — номер блока. Строка от строки отделяется буквой К и горизонт от горизонта — звездочкой. При следящем способе в качестве исходной информации используются погоризонтные планы, рудные тела на которых, разграниченные по сортовым, качественным и другим признакам, описываются многоугольниками, которые должны быть выпуклыми. Каждый многоугольник характеризует собой однородный блок горной массы с высотой, равной или кратной принятой высоте уступа. Считывание координат вершин любого многоугольника производится последовательно по контуру, т. е. точки следуют одна за другой. Замыкание многоугольника происходит программно на ЭВМ путем рассмотрения отрезка, соединяющего последнюю вершину с первой. Никаких ограничений, кроме точности описания контакта рудного тела, на многоугольники не накладывается. Считанные координаты вершин записываются в бланк, и каждый многоугольник определяется числом вершин и соответствующими признаками.

Кодирование качественных признаков производится на основе блочно-мнемонического принципа. Параметры и показатели при этом располагаются группами знаков, каждая из которых характеризует месторождение с определенной стороны. Следовательно, всем многоугольникам присваивается соответствующая характеристика F. Например, для условий Коршуновского месторождения для рудных тел F — это содержание железа в руде. Для пустой породы $F=1$, для выработанного пространства (воздуха) $F=-1$.

Все данные заносятся в бланк, а после его заполнения подсчитывается вручную сумма координат вершин много-

угольника, предназначенная для выявления ошибок, возникающих при переносе информации на перфоносители. После ввода в ЭВМ программно вычисляется новая сумма и сравнивается с фактической. При их совпадении считывается, что данные введены верно. Одновременно каждый многоугольник проверяется на самопересечение сторон.

При записи данных на внешние носители ЭВМ используется принцип очереди, предусматривающий расположение всех данных в виде однонаправленного упорядоченного списка и наличие управляющего элемента (указателя начала и конца).

Управляющим элементом модели месторождения в горном отводе является число погоризонтных планов. Управляющими элементами очереди служат данные о числе многоугольников на горизонте, его отметка и высота поля. В качестве управляющей строки очереди выступает число вершин многоугольников в нарастающем порядке на горизонте. Элементами списка очереди приняты координаты вершин многоугольников, описывающих контуры залежей, карьера и выработанного пространства, и его признаки. Эти данные представляют собой простейший список очереди.

Способ считывания исходной геологической информации и принятое математическое описание модели карьера определяют алгоритмы выборки из памяти ЭВМ данных для решения конкретной поставленной задачи. При этом следящий способ имеет определенные преимущества перед растровым в том, что он не зависит от пространственного расположения месторождения и можно строить модель месторождения, ориентированную в любом направлении.

Контрольные вопросы

1. Краткая характеристика основных компонентов САПР. Эффективность применения САПР в сфере проектирования и производства.
2. Какие элементы включает структура САПР горного производства?
3. Нарисуйте схему интегрированной САПР-карьер. Нарисуйте схему структуры.
4. Дайте краткую характеристику современных технических средств САПР и нарисуйте схему структуры автоматизированного рабочего места.
5. Что такое банк данных, база данных, СУБД?
6. Дайте характеристику машинных носителей информации.
7. Дайте краткую характеристику исходных, промежуточных и выходных данных САПР-карьеров.
8. Как осуществляется подготовка графической информации для ввода ее в ЭВМ?

5. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТА

5.1. КРИТЕРИИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

Требование оптимальности наряду с требованиями достоверности является главнейшим в проектировании, в решении всех многочисленных и разнообразных технико-экономических задач проекта горного предприятия.

Вместе с ростом масштабов производства, увеличением параметров машин, проектируемых объектов и сооружений, повышением интенсивности технологических процессов растут требования к экономичности технических решений. Становится неизбежным требование оптимальности технических решений на всех этапах и во всех звеньях технологического процесса. Первостепенное значение придается эффективности капитальных вложений, выбору наиболее выгодных направлений капитальных затрат, обеспечению наибольшего прироста на каждый затраченный рубль капитальных вложений, сокращению сроков окупаемости этих вложений.

Горные работы в настоящее время связаны с большими затратами средств на строительство карьера, приобретение и эксплуатацию мощного и дорогостоящего оборудования. Капитальные затраты на строительство крупного горно-обогатительного комбината составляют десятки и сотни миллионов рублей, а ежегодные эксплуатационные затраты на крупном карьере достигают сотен миллионов рублей. Цены на горнотранспортное оборудование для открытых разработок также значительны (например, буровой станок стоит 100—300 тыс. руб., экскаватор ЭКГ-12—700 тыс. руб., экскаватор ЭШ-15/90А — 1,9 млн. руб., автосамосвал грузоподъемностью 110 т — 300 тыс. руб.).

Экономическая эффективность технических решений колеблется в широких пределах. В таких задачах, как выбор типа карьерного оборудования, суммарные затраты для разных вариантов различаются, как правило, больше чем на 10—25%. Применение оптимального варианта транспортирования горной массы на карьере средней производительности дает ежегодную экономию 0,4—1,5 млн руб. и более. В таких задачах, как выбор рационального направления развития горных работ, обоснование параметров карьера, рационального режима усреднения руд, выбор оптимального варианта позволяет на карьере средней производительности достигнуть экономического эффекта 10—30 млн руб. за 10—15-летний период. Особенно большой экономический эффект достигается при оптимизации задач, связанных с улучшением и усреднением качества добываемых руд, а также при поэтапной разработке месторождений и улучшении

календарного распределения вскрышных и добычных работ по годам эксплуатации карьера. В связи с этим все технико-экономические задачи необходимо рассматривать с точки зрения принятия оптимальных решений.

Основным вопросом технико-экономической оценки вариантов и оптимизации горных работ является выбор правильного критерия, отвечающего требованиям решаемой задачи.

Критерии оценки и сравнения вариантов технических решений должны отвечать следующим требованиям:

учитывать все затраты общественного труда, связанные с рассматриваемым техническим решением (эксплуатационные и капитальные затраты), в том числе в смежных звеньях производственного процесса, а также на охрану окружающей среды;

учитывать ущерб, наносимый природной среде в результате реализации проектного решения;

учитывать тот эффект, те результаты, выражаемые в виде прибыли, которую общество получает в итоге реализации рассматриваемых технических решений;

быть удобными и доступными для широкого использования в повседневной практике и приемлемыми для расчетов на ЭВМ.

Обычные технико-экономические показатели, по которым оценивается эффективность деятельности отрасли или предприятия, такие, как прибыль, себестоимость, производительность труда, рентабельность и др., как правило, непригодны для количественной оценки и сравнения большого числа вариантов. Случаи, когда показатели одного варианта лучше или хуже всех соответствующих показателей другого варианта, редки. При этом обычно не требуется специальных технико-экономических расчетов, так как экономичность одного из вариантов очевидна.

В практике чаще бывает так, что в одном варианте часть показателей лучше, а часть хуже, чем в другом. Обычно улучшение какого-либо показателя в варианте может быть достигнуто за счет ухудшения другого показателя в этом же варианте. Например, повышение производительности труда и снижение себестоимости полезного ископаемого обычно достигаются благодаря увеличению капитальных затрат. Вследствие этого вариант, лучший по производительности труда, как правило, требует больших капитальных затрат. В показателе «производительность труда» не учитывается прошлый общественный труд. Поэтому варианты технических решений с высокой производительностью труда, но требующие больших капитальных затрат, могут оказаться неэффективными для народного хозяйства.

Себестоимость полезного ископаемого также обычно непригодна как основной критерий оптимизации, так как не позволяет учитывать в полной мере качество продукции и эффективность использования капитальных затрат. Как правило, чем ни-

же себестоимость, тем хуже качество, и наоборот. Например, при валовой выемке многосортных руд себестоимость 1 т руды ниже, чем при раздельной. Однако качество руды при этом хуже. Поэтому с учетом затрат у потребителя вариант с раздельной выемкой может оказаться значительно эффективнее.

Длительное время, более 30 лет, в качестве критерия экономической оценки технических решений официальными методиками рекомендовалось применять показатель приведенных затрат, известный как сумма $(C+EK)$, где C — себестоимость, K — удельные затраты, E — коэффициент экономической эффективности.

Однако этот показатель лишь весьма условно характеризует сравнительную экономичность вариантов и то лишь в довольно узком диапазоне технико-экономических задач статического класса, сопоставимых по эффекту. Он не учитывает качество и цену конечной продукции, динамику цен и стоимостных показателей в течение оцениваемого срока, сроки оценки и разницу в сроках оценки различных вариантов, разницу в объемах производства в сравниваемых вариантах и т. п. В хозяйственно-экономической деятельности этот показатель никак не используется, и поэтому решения, принимаемые на его основе, в большинстве случаев не только не соответствуют реальным условиям, но нередко приводят к негативным результатам и значительному ущербу вместо предполагаемого эффекта.

В условиях динамичной экономики и тем более рыночного механизма регулирования экономических взаимоотношений между предприятиями показатель приведенных затрат не может быть рекомендован в качестве критерия экономической оценки технических решений, особенно в горнодобывающем производстве, где особенно большое значение имеют природные факторы, динамичность производства, разновременность затрат и доходов и другие факторы, не учитываемые в $C+EK$.

Экономическими показателями, в наибольшей степени отвечающими указанным выше требованиям к критериям оптимизации технических решений, являются суммарная дисконтированная прибыль и срок окупаемости капитальных вложений.

В том или ином виде они широко используются для экономических оценок в мировой практике строительства, в том числе горных предприятий, в механизме финансирования и кредитования, в экспортно-импортных операциях и т. п. Они соответствуют новым требованиям и условиям отечественной экономики на современном этапе.

Срок окупаемости капитальных вложений $T_{ок}$ используется в качестве основного критерия, главным образом, в локальных статических задачах, решения в которых принимаются независимо от смежных звеньев, срок оценки ограничен 5—7 годами, варианты сопоставимы по объему и качеству продукции, а годо-

вые текущие затраты постоянны в течение оцениваемого срока.

Интегрированная, дисконтированная за срок оценки *прибыль П* является наиболее общим универсальным экономическим критерием, но вследствие трудоемкости расчетов рекомендуется, главным образом, для сложных динамических технико-экономических задач, характеризующихся неравномерностью годовых объемов, затрат и доходов, большим различием вариантов в объемах, сроках оценки, динамичностью технико-экономических показателей.

В простейших технико-экономических задачах оптимальное решение может быть найдено путем сравнения вариантов, количественно оцениваемых по одному критерию (сроку окупаемости или интегрированной прибыли) с учетом тех или иных ограничений и условий. В этом случае значительно упрощается решение задачи, облегчается применение экономико-математических методов и ЭВМ. Однако во многих задачах применение одного критерия оказывается недостаточным, и окончательное решение принимается лишь в результате сложного детального технико-экономического анализа с оценкой вариантов по нескольким критериям и с учетом различных ограничений, условий и требований, предъявляемых к окончательному решению. В этих случаях задачи решаются обычно поэтапно.

5.2. ПРИВЕДЕНИЕ ЗАТРАТ И ПРИБЫЛЕЙ К ОДНОМУ МОМЕНТУ ОЦЕНКИ

Время вложения затрат и получения прибыли является иногда таким же существенным фактором в оценке экономической эффективности, как и величина затрат и прибыли, так как экономия времени находит свое конечное выражение в учете экономии общественного труда. Поэтому при расчетах экономической эффективности необходимо соизмерять результаты и затраты во времени, т. е. оценить фактор времени количественно и выразить его в денежной форме. С целью количественного учета фактора времени разновременные затраты и доходы приводятся к одному моменту оценки по сложным процентам. Только при этом условии разновременные затраты и доходы становятся сопоставимыми и могут быть суммированы. Затраты и доходы, приведенные к одному моменту оценки, называют дисконтированными (от английского «duscount» — считать). Для дисконтирования необходимо действительные затраты каждого года умножить на соответствующий коэффициент приведения прошлых или будущих лет (в зависимости от того времени, когда были сделаны затраты). При расчетах шаг времени обычно принимают равным одному году, т. е. условно считают, что ежегодные затраты осуществляются дискретно в конце года. В рассматриваемом периоде момент оценки может быть

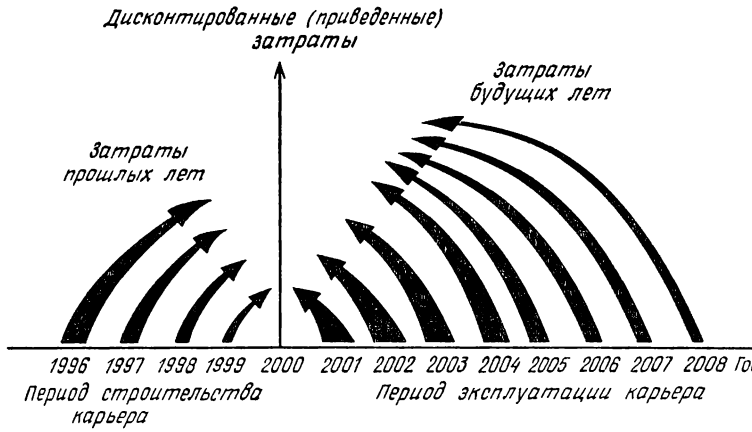


Рис. 5.1. Схема, поясняющая приведение прошлых и будущих затрат к расчетному году

любым, но должен быть одинаковым для всех сравниваемых вариантов. Для удобства технико-экономического сравнения и более точного расчета целесообразно приводить затраты к моменту сдачи объекта в эксплуатацию, а при случае реконструкции — к концу основного периода реконструкции. Весь рассматриваемый срок делится на период строительства и эксплуатации. Затраты, произведенные в период строительства, рассматриваются по отношению к моменту приведения как затраты прошлых лет, а затраты, произведенные в период эксплуатации, — как будущие затраты (рис. 5.1).

Приведенные затраты или прибыль любого прошлого года по отношению к моменту оценки определяются по формуле

$$З_{пt} = З_t k_д^t, \tag{5.1}$$

где $З_t$ — действительные (доходы, прибыль), произведенные t лет назад; $k_д$ — коэффициент дисконтирования ($k_д = 1 + E_{н.п}$); t — отдаленность затрат, т. е. период, отделяющий время вложения затрат от момента их оценки, годы;

$$t = t_п - t_з; \tag{5.2}$$

$t_п$ — момент оценки, т. е. год, к которому приводятся затраты; $t_з$ — год, в котором произведены затраты.

Будущие приведенные затраты (прибыль) определяются по формуле

$$З_{бt} = З_t / k_д^t, \tag{5.3}$$

где $З_t$ — затраты, которые будут произведены через t лет по отношению к моменту оценки;

$$t = t_з - t_п.$$

По формулам (5.1), (5.3) дисконтируются, т. е. приводятся к принятому моменту оценки, любые виды затрат (капитальные и эксплуатационные, различного вида платежи, ущерб, выраженный в денежной форме, и т. п.), а также стоимость продукции, доходы, прибыль и другие виды денежных поступлений.

Примеры дисконтирования. 1. Прибыль, которая будет получена, например, в сумме 1 млн руб. в 1995 г., будучи приведенной к 1991 г. по коэффициенту дисконтирования 1,08,

$$П_{п} = \frac{1 \cdot 10^{6}}{1{,}08^{1995-1991}} = \frac{1 \cdot 10^{6}}{1{,}08^{4}} = 736 \text{ тыс. руб.}$$

Другими словами, прибыль, которую планируется получить в 1995 г. в размере 1 млн руб., в 1991 «стоит» всего лишь 736 тыс. руб.

2. Затраты, вложенные, например, в 1990 г. в строительство в размере 1 млн руб. за счет кредита с оплатой 8% в год, будучи приведенными к 1995 г.,

$$З_{п} = 1 \cdot 10^{6} (1 + 0{,}8)^{1995-1990} =$$
$$= 1 \cdot 10^{6} \cdot 1{,}08^{5} = 1 \cdot 10^{6} \cdot 1{,}47 = 1{,}47 \text{ млн. руб.}$$

Другими словами, долг за кредит, взятый в 1990 г. в размере 1 млн руб., в 1995 г. достигнет суммы 1 млн 470 тыс. руб. при $E_{н.п}=0{,}08$. Таким образом, количественный учет фактора времени может существенно изменить результаты экономической оценки разновременных затрат и прибылей.

В табл. 5.1 приведен пример оценки двух вариантов календарного распределения затрат за 7 лет. Как видно из табл. 5.1, при оценке по действительным затратам лучшим является 1-й вариант. Однако распределение объемов работ во 2-м варианте лучше (см. рис. 5.1). Поэтому при оценке по сумме приведенных затрат (при $E_{н.п}=0{,}01$) 2-й вариант оказывается выгоднее и должен быть принят к реализации.

На результаты расчетов и на оценку сравниваемых вариантов существенное влияние оказывает значение коэффициента дисконтирования. Например, если 1 руб. прибыли, которая согласно расчетам должна быть получена через 5 лет, будет оценен сегодня при коэффициенте дисконтирования 0,08 в размере 68 коп., то при коэффициенте дисконтирования, равном 0,12, он будет оценен лишь в 48 коп., т. е. на 30% меньше.

Значения коэффициентов дисконтирования в зависимости от величины и срока дисконтирования приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.1

Сравнение вариантов календарного распределения вскрыши по действительным и приведенным затратам

Затраты, млн руб.	Вариант	Год оцениваемого периода							Сумма затрат за 7 лет	
		1-й	2-й	3-й	4-й	5-й	6-й	7-й	млн. руб.	%
Действительные	1	12	11	9	7	4	2	1	46	100
	2	1	3	5	7	9	12	14	51	119
Приведенные	1	12	10	7,4	5,3	2,7	1,2	0,6	39,2	108
	2	1	4,5	4,1	5,3	6,2	7,4	7,9	36,4	100

Таблица 5.2

Коэффициенты дисконтирования

$1+E_{н.п}=k_д$	Значения коэффициента $(1+E)^t$ для срока приведения t, лет									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1,08	1,08	1,17	1,26	1,36	1,47	1,58	1,71	1,85	1,99	2,15
1,1	1,1	1,21	1,33	1,46	1,62	1,77	1,95	2,14	2,36	2,59
1,12	1,12	1,25	1,4	1,57	1,76	1,97	2,21	2,47	2,77	3,1
1,14	1,14	1,3	1,48	1,69	1,92	2,19	2,5	2,85	3,24	3,7
1,16	1,16	1,35	1,56	1,81	2,1	2,43	2,82	3,27	2,8	4,4
1,2	1,2	1,44	1,73	2,07	2,49	2,98	3,58	4,3	5,16	6,19

Продолжение

11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	22	24	26	30
2,32	2,51	2,71	2,93	3,16	3,41	3,68	3,98	4,3	4,64	5,41	6,31	7,36	10,01
2,85	3,14	3,45	3,79	4,17	4,58	5,05	5,55	6,11	6,72	8,12	9,83	11,89	—
3,47	3,87	4,35	4,87	5,46	6,11	6,85	7,67	9,62	12,06	13,51	—	—	—
4,22	4,81	5,48	6,24	7,12	8,11	9,25	10,54	12,02	13,7	—	—	—	—
5,11	5,92	6,87	9,97	9,25	10,72	12,44	14,43	—	—	—	—	—	—
7,42	8,91	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

5.3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА В СТАТИЧЕСКИХ ЗАДАЧАХ

К числу статических относятся задачи, в которых каждый из сравниваемых вариантов характеризуется постоянством ежегодных эксплуатационных затрат в течение оцениваемого срока, однократностью капитальных затрат или возможностью их приведения к одному моменту оценки, одинаковым сроком службы сравниваемых объектов, одинаковым полезным эффектом. В статических задачах варианты различаются лишь по первоначальным капитальным и годовым эксплуатационным (включающим амортизацию) затратам. К статическим относятся задачи сравнения и оценки типов горного оборудования, обоснования и выбора способа строительства зданий, сооружений, коммуникаций, горных выработок, вентиляции, водоотлива, осушения, конструкции транспортных коммуникаций и др. В таких задачах для определения оптимального варианта сопоставляются фактический $T_ф$ и нормативный $T_н$ сроки окупаемости дополнительных капитальных затрат. Оптимальный вариант должен удовлетворять условию

$$T_ф = \frac{k_1 - k_2}{Э_2 - Э_1} < T_н, \qquad (5.4)$$

где k_1 и k_2 — капитальные вложения соответственно в 1- и 2-м вариантах; $Э_1$, $Э_2$ — эксплуатационные (годовые текущие) затраты, включая амортизационные отчисления, соответственно в 1- и 2-м вариантах. Если затраты в сравниваемых вариантах осуществляются в разные сроки, то они, прежде чем их применять в формуле (5.4), должны быть приведены к одному моменту оценки, в качестве которого обычно принимается календарный год первоначальных затрат. Нормативный срок окупаемости устанавливается финансирующими органами, а в общем случае принимается исходя из значения принятого в народном хозяйстве, установленного коэффициента эффективности:

$$T_н = 1/E_н. \qquad (5.5)$$

Если $E_н = 0{,}15$, то $T_н = 6{,}7$ года. Значение коэффициента оказывает большое влияние на результаты расчета.

Чем меньше значение $E_н$, тем выгоднее варианты с большими капитальными затратами. При больших значениях $E_н$ выгодными оказываются варианты с малыми капитальными затратами. Оптимальным является такое значение $E_н$, при котором объем продукции и требование к капитальным затратам балансируются с выделенными ресурсами в пределах не менее отрасли промышленности. В настоящее время в целом для народного хозяйства коэффициент эффективности $E_н = 0{,}15$.

Если в качестве критерия используется сумма приведенных затрат, то оптимальный вариант принимается:

по минимуму годовых приведенных затрат с учетом реновационных отчислений, т. е.

$$Э_i + E_н k_i = \min \tag{5.6}$$

или по минимуму суммы затрат за нормативный срок окупаемости, т. е.

$$И_i T_н + k_i = \min. \tag{5.7}$$

В формулах (5.6), (5.7) обозначены k_i — капитальные затраты; $Э_i$ — годовые текущие затраты, включающие амортизационные отчисления; $И_i$ — годовые текущие затраты за вычетом реновационных отчислений A_i:

$$И_i = Э_i - A_i; \quad A_i = k_i k_{рен}.$$

Если величина амортизационных отчислений не задана или не установлена директивно, то коэффициент реновации $k_{рен}$ может быть определен по формуле

$$k_{рен} = E_н / (1 + E_н)^{t_c - 1}. \tag{5.8}$$

ПРИМЕР. Необходимо выбрать наиболее экономичный буровой станок из двух возможных и технически целесообразных моделей для применения на проектируемом карьере. Первая модель станка обеспечивает более высокую производительность в расчете на 1 м³ горной массы и меньше годовых затрат на буровые работы; $C_{б1} = 180$ тыс. руб., но в связи с большей ценой одного станка требует более высоких капитальных затрат на приобретение парка станков: $k_1 = 980$ тыс. руб. Вторая модель дешевле ($k_2 = 850$ тыс. руб.), но годовые затраты больше: $C_2 = 210$ тыс. руб.

Пользуясь формулой (5.4), определяем срок окупаемости дополнительных капитальных вложений $k_1 - k_2 = 980 - 850 = 130$ тыс. руб., которые потребуются при оснащении парка станками модели № 1, дающими по сравнению с моделью № 2 годовой эффект $C_1 - C_2 = 210 - 180 = 30$ тыс. руб.:

$$T_{ок} = \frac{980 - 850}{210 - 180} = \frac{130}{30} = 4{,}3 \text{ года} < 6 \div 7.$$

Так как фактический срок окупаемости меньше нормативного, равного 6—7 годам, то, следовательно, экономически эффективнее первый вариант, т. е. буровой станок модели № 1.

ПРИМЕР 2. Целесообразно ли устройство дополнительного автосъезда стоимостью 130 тыс. руб., если благодаря ему сокращается дальность перевозки горной массы и достигается годовая экономия 10 тыс. руб.

Срок окупаемости единовременных затрат на строительство съезда составит $t_{ок} = \frac{130}{10} = 13$ лет, что значительно больше допустимого. Следовательно, вложение 130 тыс. руб. в создание съезда неэффективно.

5.4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА В ДИНАМИЧЕСКИХ ЗАДАЧАХ

В отличие от статических задач при решении динамических задач необходимо учитывать не только величину затрат и прибыль, но и время вложения затрат и время получения прибыли.

В динамических задачах варианты могут различаться по величине затрат и времени их вложения при одинаковых объеме и качестве продукции. В этом случае критерием оценки вариантов является *минимум суммы приведенных затрат* за оцениваемый период T, т. е.

$$\min \sum З_{n_i} = \sum k_{n_i} + \sum И_{n_i} - О_{n_i}, \qquad (5.9)$$

где Σk_{n_i} — сумма приведенных капитальных затрат за оцениваемый период по i-му варианту; $\Sigma И_{n_i}$ — сумма приведенных текущих затрат (эксплуатационные затраты за вычетом отчислений на реновацию) с учетом платы за фонды; $О_{n_i}$ — остаточная реализуемая стоимость основных и оборотных фондов по данному варианту, приведенная к тому же моменту оценки, руб.

Если варианты различаются по объему и качеству продукции за оцениваемый период, т. е. если варианты различаются не только величиной и временем вложения затрат, но также величиной и временем получения прибыли, то в качестве критерия используется *максимум приведенной прибыли* за оцениваемый период (разность между суммой приведенных доходов от реализации продукции и суммой приведенных затрат на ее производство), т. е.

$$\max \sum П_{n_i} = \sum Ц_{n_i} - \sum З_{n_i} - Q_{n_i}, \qquad (5.10)$$

где $\Sigma П_{n_i}$ — суммарная приведенная прибыль по i-му варианту за оцениваемый период; $\Sigma Ц_{n_i}$ — суммарная приведенная ценность товарной продукции (сырой или товарной руды, концентрата и др.) за тот же период (ежегодная ценность равна произведению объема товарной продукции на ее оптовую цену).

Приведенная прибыль является наиболее объективным критерием для динамических задач, так как она позволяет учитывать не только все затраты (текущие и капитальные) и доходы за весь рассматриваемый период, но и их разновременность и неравномерность, т. е. основные условия, характеризующие эти задачи.

Критерием оценки вариантов может быть также *рентабельность* (отношение прибыли к стоимости основных и оборотных фондов):

$$\max \sum_{t=0}^{t=T} P_{n_i} = \sum П_{n_i} / \sum З_{n_i}. \qquad (5.11)$$

Если рассматривать затраты и доходы не дискретными, а непрерывными, то в соответствии с формулой (5.10) максимум дисконтированной прибыли выразится в виде

$$\max \int_0^T \frac{Ц^t{}_i - З^t{}_i}{k^t{}_д} dt + O_{n_i}. \qquad (5.12)$$

Прибыль и рентабельность, используемые в качестве критериев для оценки проектных решений, позволяют оценить в динамике варианты модели будущего действующего предприятия.

Количественная оценка вариантов служит основой для выбора оптимального варианта. Однако для окончательного решения, особенно в тех случаях, когда варианты отличаются величиной экономического критерия незначительно (до 5—10%), необходимы их тщательная количественная оценка и сопоставление не только по стоимости, но и по натуральным показателям. При этом существенное значение имеют сравниваемые показатели. В настоящее время сравниваемые показатели даются применительно к одному периоду (к расчетному году) без указания характера их изменения во времени. Динамика показателей в ряде случаев оказывается в числе решающих факторов. Поэтому для объективной оценки необходимы динамические ежегодные показатели по вариантам в период как строительства, так и эксплуатации. Часть показателей за какой-либо принятый период дается в виде суммарных.

При использовании ЭВМ выдача динамических показателей по каждому варианту не представляет затруднений, даже при сравнительно большом числе вариантов. При этом возможна выдача не только итоговых показателей, принятых в качестве критериев (суммарных затрат, прибыли и др.), но и их составляющих (ежегодные затраты, доходы, прибыль в прямом и приведенном исчислении, ежегодные капитальные затраты, ежегодные отчисления на реновацию и др.).

5.5. ПРИБЛИЖЕННЫЕ РАСЧЕТЫ ЗАТРАТ

Полные затраты за весь оцениваемый период равны сумме капитальных затрат $K_с$ на строительство карьера, дополнительных капитальных затрат $K_д$ на поддержание и развитие производительности и на реконструкцию карьера в период эксплуатации, эксплуатационных затрат (без учета амортизационных отчислений) на вскрышные $Э_в$ и добычные $Э_д$ работы, т. е.

$$\sum З = K_с + K_д + Э_в + Э_д. \qquad (5.13)$$

Составляющие полных затрат равны сумме ежегодных затрат в течение оцениваемого периода, т. е.

$$K_с = K_{с1} + K_{с2} + \ldots + K_{сt}; \quad (5.14)$$

$$K_д = K_{д1} + K_{д2} + \ldots + K_{дt}; \quad (5.15)$$

$$Э_в = Э_{в1} + Э_{в2} + \ldots + Э_{вt}; \quad (5.16)$$

$$Э_д = Э_{д1} + Э_{д2} + \ldots + Э_{дt}. \quad (5.17)$$

Для повышения точности расчетов необходимо, чтобы ежегодные затраты соответствовали времени их вложения. При вычислении действительных затрат необходимо учитывать технический прогресс, возможные изменения параметров горных работ, технологии и геологических условий.

Обычные способы определения затрат путем детальных сметно-финансовых расчетов и калькуляции затрат по элементам очень трудоемки. Поэтому они малопригодны даже в тех случаях, когда требуется технико-экономическое сравнение нескольких вариантов. При количественном учете фактора времени необходимо в каждом варианте определить как общие, так и ежегодные затраты, вследствие чего сложность расчетов возрастает, а необходимое для их выполнения время выходит за пределы практически допустимого.

Приближенные расчеты позволяют производить технико-экономическую оценку вариантов при проектировании непосредственно самими технологами (без передачи технико-экономических расчетов в специализированные отделы).

Затраты и прибыль определяют приближенно на основе укрупненных смет или удельных показателей.

Способ укрупненных смет и калькуляций. Капитальные затраты определяются по укрупненным показателям. По каждому варианту на основании календарных графиков вскрышных и добычных работ и графика ввода мощностей составляются календарные ведомости потребности оборудования и необходимых сооружений. Исходя из этого составляются график строительства основных долгосрочных сооружений, ведомость движения оборудования по годам, т. е. план приобретения оборудования (с учетом оборудования для увеличения производительности и для замены старого оборудования новым). На этой основе рассчитываются ежегодные сметы капитальных затрат. Затраты на вспомогательное оборудование и сооружения принимаются в долях от основных затрат.

Эксплуатационные затраты определяются также приближенно. Для расчета эксплуатационных затрат выделяются 3—4 базисных года (например, 1, 5, 10, 15-й). Для каждого из этих годов определяют эксплуатационные затраты без учета амортизационных отчислений и затраты на капитальный ремонт по основному оборудованию. Эти затраты находятся с помощью калькуляции затрат на годовой объем и единицу продукции (на

1 м³ вскрыши и на 1 т полезного ископаемого). Интерполируя данные базисных лет, получают значения для всех остальных лет и вычисляют общегодовые затраты каждого года оцениваемого периода.

Достоинствами этого способа расчета являются возможность точного учета времени и капитальных затрат, высокая точность расчетов. Основной недостаток способа — сравнительно большая трудоемкость расчетов.

Способ удельных показателей. При этом способе затраты определяются как произведение удельного показателя затрат на выполненный объем работ.

Общие капитальные затраты за оцениваемый период равны сумме капитальных затрат K_c на строительство горного предприятия, дополнительных капитальных затрат на поддержание и развитие производительности в период эксплуатации и капитальных затрат $K_р$ на реконструкцию. Капитальные затраты на строительство и реконструкцию горного предприятия равны сумме затрат на производство горно-капитальных работ, создание производственных мощностей по горным работам, строительство обогатительной фабрики и других сооружений, связанных с переделом сырой руды, и на строительство дренажной системы и сооружений по охране окружающей среды.

Объем горно-капитальных работ на глубоких карьерах колеблется от 10 до 200 млн м³. Доля горно-капитальной вскрыши в общем объеме вскрышных работ составляет 9—12%. Затраты на капитальные горные работы при разработке крутых и наклонных месторождений изменяются на сумму до 150 млн руб., что составляет 10—20% общих затрат на промышленное строительство. Эти затраты осваиваются, как правило, неравномерными долями по годам: в первый год строительства осваивается 5—10% этих затрат, а в год сдачи карьера в эксплуатацию — до 40—50%.

Затраты на строительство дробильно-обогатительной фабрики должны быть выделены в отдельную группу, так как они прежде всего зависят от качества полезного ископаемого и требований к товарной продукции. При заданной производительности по сырой руде эти затраты не влияют на выбор рационального графика вскрышных работ.

Затраты на создание производственных мощностей карьера включают затраты на приобретение оборудования, промышленное строительство и др. Они составляют 80—90% капитальных затрат на строительство или реконструкцию без учета затрат на обогатительную фабрику. При технико-экономической оценке вариантов эти затраты наиболее значимы не только потому, что имеют наибольший удельный вес в общих капитальных затратах, но и потому, что вкладываются в период строительства и в начальный период эксплуатации.

При открытой разработке величина капитальных затрат часто обусловливается не столько производительностью карьера по добыче полезного ископаемого, сколько годовыми и общими объемами вскрыши, а также условиями вскрышных работ. Поэтому при расчетах по удельным показателям вводятся следующие показатели:

удельные капитальные затраты на вскрышу, равные отношению капитальных затрат на вскрышные работы к производительности карьера по вскрыше;

удельные капитальные затраты на добычу, равные отношению капитальных затрат на добычные работы к производительности карьера по полезному ископаемому;

удельные капитальные затраты на горную массу, равные отношению общих капитальных затрат к производительности карьера по горной массе.

Капитальные затраты на строительство горного предприятия равны сумме затрат $K_{г.к.р}$ на горно-капитальные работы и затрат $K_м$ на создание производственных мощностей, т. е.

$$K_с = K_{г.к.р} + K_м; \quad (5.18)$$

$$K_{г.к.р.} = C_к V_{г.к.р}; \quad (5.19)$$

$$K_м = d_{г.м} \alpha_t A_{г.м}, \quad (5.20)$$

где $C_к$ — затраты на 1 м³ горно-капитальных работ; $V_{г.к.р}$ — объем горно-капитальных работ; $d_{г.м}$ — удельные капитальные затраты на создание производственных мощностей по горной массе; α_t — доля капитальных затрат на создание производственных мощностей по t-му году; $A_{г.м}$ — производительность предприятия по горной массе, м³/год.

В табл. 5.3 приведены удельные капитальные затраты на строительство железорудных карьеров.

Распределение капитальных затрат на строительство карьеров по годам дано в табл. 5.4.

Таблица 5.3

Удельные капитальные вложения на строительство железорудных карьеров (по данным Гипроруды)

Годовая производственная мощность карьера по горной массе, т/год	Удельные капитальные вложения на 1 т производственной мощности карьера по горной массе, руб.	
	при железнодорожном транспорте	при автомобильном транспорте
3—5	2,6—2,5	2,35—2,23
5—10	2,5—2,25	2,23—2
10—20	2,25—1,9	2—1,64
20—50	1,9—1,5	1,64—1,25

Таблица 5.4

Распределение по годам капитальных вложений на строительство рудников с открытым способом разработки, % (по данным Гипроруды)

Продолжительность строительства, год	Год строительства					
	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й	6-й
1,5	55	45				
2	35	65				
2,5	26	54	20			
3	26	44	30			
3,5	10	41	39	10		
4	9	35	33	23		
5	10	16	24	39	11	
6	6	9	16	24	24	21

Дополнительные капитальные затраты необходимы в период эксплуатации на дополнительные капитальные горные и строительные работы, приобретение и монтаж дополнительного оборудования в связи с увеличением объемов работ, расстояния транспортирования, глубины горных работ и др. Капитальные затраты, необходимые для увеличения производительности предприятия по горной массе на 10—20%, приближенно определяются по формуле

$$K_{д.м} = d_{д.м} \Delta A, \qquad (5.21)$$

где ΔA — дополнительные производственные мощности, вводимые в течение 1—3 лет; $d_{д.м}$ — удельные капитальные затраты на развитие производственных мощностей (достигающие 30—40% удельных капитальных затрат на создание новых мощностей).

Капитальные затраты на полную реконструкцию

$$K_р = d_р (A_р - A_0), \qquad (5.22)$$

где A_0, $A_р$ — производительность предприятия по горной массе соответственно до и после реконструкции; $d_р$ — удельные капитальные затраты на реконструкцию (достигающие 50—60% удельных капитальных затрат на создание новых мощностей).

Капитальные затраты на полную реконструкцию вкладываются после окупания ранее вложенных затрат и распределяются соответственно календарному графику в течение 2—4 лет.

Капитальные затраты на поддержание производственных мощностей в связи с увеличением глубины карьера и расстояния транспортирования определяются по формуле

$$K_п = d_п A, \qquad (5.23)$$

где A — годовая производительность карьера по горной массе в год вложения затрат; $d_п$ — удельные капитальные затраты на

поддержание производственных мощностей (равны 10—15% удельных капитальных затрат на создание новых мощностей). На карьерах средней мощности, разрабатывающих крутые месторождения с использованием автотранспорта, дополнительные капитальные затраты на поддержание мощностей требуются через 3—5 лет.

Эксплуатационные затраты рассчитываются ежегодно на весь оцениваемый период отдельно на добычные и вскрышные работы. Эксплуатационные затраты в t-й год определяются по формулам:

$$Э_{пt} = A_{пt} C_{пt}; \tag{5.24}$$

$$Э_{вt} = A_{вt} C_{вt}, \tag{5.25}$$

где $Э_{п\,t}$, $Э_{в\,t}$ — эксплуатационные затраты соответственно на добычные и вскрышные работы в t-м году; $A_{п\,t}$, $A_{в\,t}$ — соответственно годовая добыча полезного ископаемого и годовой объем вскрыши в t-м году; $C_{п\,t}$, $C_{в\,t}$ — соответственно себестоимость полезного ископаемого (без учета на амортизацию) и затраты на 1 м^3 вскрыши в t-м году.

Годовые объемы добычи и вскрыши принимаются по календарному графику. Себестоимость полезного ископаемого и затраты на 1 м^3 вскрыши должны приниматься с учетом изменения условий (например, с учетом увеличения глубины карьера) и влияния технического прогресса.

Ежегодные эксплуатационные затраты определяются с выделением бестранспортной и транспортной составляющей, т. е.

$$Э_{вt} = C_б Q_t + C_{тр} Q_t \gamma L_t, \tag{5.26}$$

где $C_б$ — бестранспортная составляющая затрат на 1 м^3 горной массы i-го вида (полезное ископаемое, рыхлая или скальная вскрыша); $C_{тр}$ — затраты на 1 т·км; Q_t — объем горной массы i-го вида в t-й год; γ — плотность горной массы; L_t — расстояние транспортирования i-го вида горной массы в t-й год.

5.6. РАСЧЕТЫ НА ЭВМ ДЛЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ВАРИАНТОВ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Использование ЭВМ позволяет рассчитывать величину ежегодных капитальных и эксплуатационных затрат, удельных стоимостных показателей, ценности добываемого полезного ископаемого и прибыли для каждого года за длительный период оценки (до 40 лет) развития горных работ на конкретном месторождении.

Разработанные методика оценки и программное обеспечение для ЭВМ ЕС и СМ основаны на учете реальных горно-геологических и технико-экономических условий, таких, как крепость

и плотность пород, районные коэффициенты на себестоимость и капвложения, нормативный коэффициент эффективности капвложений, цена полезного ископаемого.

Исходные данные

Год окончания строительства	3
Год освоения проектной мощности по горной массе	5
Год начала реконструкции	13
Год окончания реконструкции	13
Год начала затухания работ	20
Длительность периода оценки, лет	21
Цена полезного ископаемого, руб/м³	20
Районный коэффициент на капвложения	1,04
Районный коэффициент на себестоимость	1,04
Коэффициент крепости пород вскрыши по Протодьяконову	13
Плотность полезного ископаемого, т/м³	3,5
Нормативный коэффициент эффективности капвложений	0,15

Перечисленные показатели приведены в табл. 5.5 неизменными для всего периода оценки, но возможен вариант их ввода отдельно для каждого года оценки.

Таблица 5.5

Исходные данные по годам

Год разработки	Годовые объемы разработки, млн м³/год				ГКР	Глубина карьера, м	Доля капвложений на создание мощности в текущем году, доли ед.
	полезного ископаемого		вскрыши				
	Общие	Перевозимые ж-д транспортом	Общие	Перевозимые ж-д. транспортом			
1	0	0	0	0	2	10	0,26
2	0	0	0	0	4	20	0,44
3	0	0	0	0	6	30	0,3
4	2,5	0	8	0	0	40	0
5	5	0	8	0	0	50	0
6	5	0	8	0	0	60	0
7	5	0	8	0	0	70	0
8	5	0	8	0	0	80	0
9	5	0	8	0	0	90	0
10	5	0	8	0	0	100	0
11	5	0	8	0	0	110	0
12	5	0	8	0	0	120	0
13	5	0	12,5	0	0	130	0
14	5	0	12,5	0	0	140	0
15	5	0	12,5	0	0	150	0
16	5	0	12,5	0	0	160	0
17	5	0	12,5	0	0	170	0
18	5	0	12,5	0	0	180	0
19	5	0	12,5	0	0	190	0
20	5	0	12,5	0	0	200	0
21	2,5	0	3	0	0	210	0

Затраты и прибыль по годам, млн руб/год

Год	Капитальные затраты на							
	ГКР		создание мощности		расширение мощности		поддержание мощности	
	прямые	приведенные	прямые	приведенные	прямые	приведенные	прямые	приведенные
1	4,7	4,1	14,1	12,2	0	0	0	0
2	7,6	5,8	23,8	18	0	0	0	0
3	10,6	6,9	16,4	10,8	0	0	0	0
4	0	0	0	0	32,2	18,4	0	0
5	0	0	0	0	7,7	3,8	0	0
6	0	0	0	0	0	0	2	0,9
7	0	0	0	0	0	0	2	0,8
8	0	0	0	0	0	0	2	0,7
9	0	0	0	0	0	0	2	0,6
10	0	0	0	0	0	0	2,1	0,5
11	0	0	0	0	0	0	2,1	0,5
12	0	0	0	0	0	0	2,1	0,4
13	0	0	0	0	14,9	2,4	2,7	0,4
14	0	0	0	0	0	0	2,7	0,4
15	0	0	0	0	0	0	2,8	0,3
16	0	0	0	0	0	0	2,8	0,3
17	0	0	0	0	0	0	2,9	0,3
18	0	0	0	0	0	0	3	0,2
19	0	0	0	0	0	0	3	0,2
20	0	0	0	0	0	0	3,1	0,2
21	0	0	0	0	0	0	0	0

Особенность описываемой методики в том, что она позволяет оценивать варианты в динамике, для чего в качестве исходных данных принимаются календарные графики вскрышных и добычных работ, глубина карьера в каждый год оцениваемого периода. Эти показатели приведены в табл. 5.5. (В качестве примера в табл. 5.5, 5.6, 5.7, 5.8 приведены исходные данные и результаты расчета для условий конкретного месторождения руд цветных металлов.)

Другая особенность состоит в том, что исходные стоимостные показатели (себестоимость и удельные капитальные вложения) могут быть заданы или рассчитаны в виде прогнозных (по формулам, приведенным в разд. 2.9) для каждого года оцениваемого периода.

Результаты расчета выдаются на печать в виде трех таблиц.

В табл. 5.6 приведены в прямом и приведенном виде капитальные затраты на горно-капитальные работы, создание, расширение и поддержание мощности, эксплуатационные затраты на добычу полезного ископаемого и удаление вскрыши, сум-

Таблица 5.6

Эксплуатационные затраты на				Общие затраты		Стоимость полезного ископаемого		Прибыль	
вскрышу		добычу							
прямые	приведенные	прямые	приведенные	прямые	приведенные	прямые	приведенные	прямые	приведенные
0	0	0	0	18,7	16,3	0	—10	—18,7	—16,3
0	0	0	0	31,5	23,8	0	0	—31,5	—23,8
0	0	0	0	26,9	17,7	0	0	—26,9	—17,7
7,9	4,5	10,4	5,9	50,4	28,8	50	28,6	—0,4	—0,3
7,9	3,9	20	9,9	35,5	17,6	100	49,7	64,5	32,1
7,9	3,4	19,9	8,6	29,8	12,9	100	43,2	70,2	30,4
7,9	3	19,9	7,5	29,8	11,2	100	37,6	70,2	26,4
7,9	2,6	19,9	6,5	29,8	9,7	100	32,7	70,2	22,9
7,9	2,2	19,9	5,7	29,8	8,5	100	28,4	70,2	19,9
7,9	2	19,9	4,9	29,9	7,4	100	24,7	70,1	17,3
7,9	1,7	19,9	4,3	30	6,4	100	21,5	70	15,1
8	1,5	19,9	3,7	30	5,6	100	18,7	70	13,1
11,9	1,9	19,1	3,1	48,6	7,9	100	16,3	51,4	8,4
12	1,7	19,2	2,7	33,8	4,8	100	14,1	66,2	9,4
12	1,5	19,2	2,4	34	4,2	100	12,3	66	8,1
12,1	1,3	19,2	2,1	34,2	3,7	100	10,7	65,8	7
12,2	1,1	19,3	1,8	34,3	3,2	100	9,3	65,7	6,1
12,3	1	19,3	1,6	34,5	2,8	100	8,1	65,5	5,3
12,4	0,9	19,4	1,4	34,8	2,4	100	7	65,2	4,6
12,5	0,8	19,4	1,2	35,0	2,1	100	6,1	65	4
3,8	0,2	12,4	0,7	16,2	0,9	50	2,7	33,8	1,8

марные затраты, стоимость полезного ископаемого и прибыль. Все виды затрат, доходов и прибыль определяются по формулам, приведенным в разд. 5.4 — 5.5. Приведение их к одному моменту оценки осуществляется с использованием формул (5.1) — (5.3).

Табл. 5.7 содержит итоговые значения экономических показателей оцениваемого варианта, полученные суммированием затрат, доходов и прибыли, приведенных в табл. 5.6.

Прогнозные значения удельных стоимостных показателей приведены в табл. 5.8.

С использованием результатов расчетов возможно осуществлять выбор оптимального варианта производственной мощности карьера, календарного графика горных работ, схему вскрытия и систему разработки, вида транспорта. В качестве критерия при оценке вариантов горных работ может быть использован целый ряд критериев: затраты на разработку, прибыль, рентабельность.

Таблица 5.7

Суммарные затраты и прибыль

Затраты и доходы по варианту	Прямые	Приведенные
Капитальные затраты, млн руб., на:		
горно-капитальные работы	22,9	16,8
создание мощности	54,3	41
расширение мощности	54,7	24,6
поддержание мощности	37,4	6,6
Эксплуатационные затраты, млн руб., на:		
вскрытие	172	35,1
добычу	336,1	73,8
Общие затраты, млн руб.	677,6	197,9
Стоимость добытого полезного ископаемого, млн руб.	1700	371,7
Прибыль, млн руб.	1022,4	173,7

Таблица 5.8

Удельные показатели

Год	Удельные капвложения, руб/м³				Себестоимость, руб/м³	
	ГКР	создание мощности	расширение мощности	поддержание мощности	вскрыши	добычи
1	2,337	4,157	0	0	0	0
2	1,907	4,170	0	0	0	0
3	1,761	4,194	0	0	0	0
4	0	0	3,066	0	0,984	4,15
5	0	0	3,064	0	0,984	3,991
6	0	0	0	0,153	0,983	3,987
7	0	0	0	0,154	0,984	3,985
8	0	0	0	0,155	0,985	3,983
9	0	0	0	0,157	0,986	3,982
10	0	0	0	0,159	0,989	3,983
11	0	0	0	0,159	0,989	3,983
12	0	0	0	0,164	0,995	3,988
13	0	0	3,306	0,153	0,952	3,825
14	0	0	0	0,156	0,956	3,83
15	0	0	0	0,159	0,962	3,836
16	0	0	0	0,162	0,968	3,843
17	0	0	0	0,166	0,974	3,851
18	0	0	0	0,170	0,982	3,861
19	0	0	0	0,174	0,99	3,871
20	0	0	0	0,178	0,998	3,882
21	0	0	0	0	1,277	4,942

Контрольные вопросы

1. Какие критерии используются для экономической оценки технических решений? Их достоинства, недостатки и условия применения?

2. Как осуществляется приведение затрат и прибылей к одному моменту оценки? Решите примеры для принятых Вами условий.

3. Как осуществляется технико-экономическая оценка вариантов в статических и динамических задачах? Решите ряд примеров для принятых Вами условий.

4. Изложите основные положения методики определения приближенных затрат на строительство карьера и разработку месторождения.

5. Дайте общую характеристику методики экономической оценки на ЭВМ вариантов развития горных работ.

6. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ И ПРОЦЕССОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

6.1. РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ

Проектирование горных предприятий осуществляется на основе преимущественно графических и в меньшей степени математических моделей. Изредка применяются физические макеты и модели рудных тел, конструкций перегрузочных пунктов, обогатительных фабрик, а также динамические модели процессов усреднения качества руд, сдвижения горных пород и т. п.

Графические модели — это изображения на чертежах рудных тел, уступов, траншей и рабочих площадок, забоев и отвалов, транспортных коммуникаций и всех прочих объектов горного производства. Графические модели предстают в процессе проектирования на чертежах, схемах и рисунках с необходимыми размерами и обозначениями качественных характеристик и с определенной степенью погрешности отражают формы, размеры и динамику реальных объектов. Они используются при проектировании как в качестве исходных данных, так и в виде промежуточных и конечных результатов.

Например, реальный карьер как на начало его реконструкции, так и на конец разработки может быть представлен его графическими моделями в виде поперечных сечений и планов с указанием форм, размеров и характеристик слагающих его элементов.

Математические модели отображают формы, структуру и прочие характеристики тех же объектов в математической форме, т. е. в виде чисел и математических символов.

Процесс проектирования горных предприятий вследствие их специфики, как многофакторных сложноструктурных природно-технологических объектов, до сих пор в основном базиру-

ется на графических моделях. Простейшие математические модели используются в основном для описания динамических явлений и процессов и лишь изредка для описания карьера и его элементов, например, в виде формул объема карьера, угла наклона его борта, объема траншеи и т. п. Однако в связи с необходимостью перехода на производство проектных работ с применением ЭВМ потребовалось создание новых и более современных моделей.

На первых порах внедрения ЭВМ разработка программного обеспечения базировалась на старых, в основном примитивных, хотя иногда и очень громоздких моделях.

Совершенствование математического моделирования шло по пути создания, в первую очередь, моделей месторождений полезных ископаемых. Появились геостатические и блочные (цифровые) модели, часть из которых успешно используется в стадии промышленной эксплуатации в проектных институтах для подсчета запасов и горно-геометрического анализа.

Горные работы и их динамика обычно представляются аналитическими моделями, с определенной степенью погрешности имитирующими реальные формы уступов.

Технологические процессы открытых разработок чаще всего представлены экономико-математическими громоздкими моделями, иногда повторяющими приемы сметно-финансовых расчетов и требующими большого количества исходных данных.

Основной недостаток этих моделей при использовании их в проектировании заключается в том, что они не унифицированы ни по исходным данным, ни по форме представления результатов, и поэтому для решения каждой задачи требуется каждый раз заново готовить и вводить в ЭВМ исходные данные. Вследствие этого программы не могут быть сведены в систему автоматизированного проектирования, функционирующую на базе автоматизированного банка данных.

Этот недостаток является одной из основных причин медленного развития САПР горного производства, так как он приводит к тому, что около 80—90% затрат труда и времени на решение задачи с применением ЭВМ затрачивается на подготовку и ввод в ЭВМ исходных данных.

Современный этап развития математического моделирования связан с разработкой моделей, основанных на принципах геоинформатики, точечно-координатном представлении геометрической информации и ориентированных на использование автоматизированных банков данных.

6.2. ОБЪЕКТЫ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

На участке горного отвода, предназначенного к открытой разработке, наблюдаются разнообразные характеристики и

геометрия форм залегания полезных ископаемых и вмещающих их горных пород, размещения полезных компонентов в залежах, форм рельефа поверхности, горных выработок, насыпей, сооружений.

Объектами математического моделирования при автоматизированном планировании и проектировании открытых разработок являются:

1. Месторождения полезных ископаемых, представляющие собой совокупность геохимических и геотектонических полей, в пределах которых условно выделены контуры залежей, рудных тел, пластов и т. п., пригодных к разработке. Каждая залежь может слагаться несколькими тектоническими блоками, различными разновидностями руд и пород. Границы и конфигурация залежей определяются в результате опробования на основании промышленных кондиций на добываемое полезное ископаемое.

Формы залежей полезного ископаемого, а также распределение компонентов в них и являются предметом их математического моделирования как геометрических объектов.

2. Рельеф местности, в пределах которой располагаются карьерное поле и горный отвод.

3. Открытые и подземные горные выработки.

4. Отвалы, насыпи и прочие сооружения.

5. Транспортные и прочие коммуникации.

6. Зоны воздействия на окружающую среду, зоны ограничения и т. п.

Исходной информацией для математического моделирования геометрических объектов горных предприятий служат геологические, топографические и гипсометрические планы, вертикальные и горизонтальные сечения, данные опробования геологоразведочных скважин, аэрофотосъемки и т. п.

Данные по разведочным скважинам являются первичной неискаженной информацией, математическое моделирование месторождений на их основе иногда чрезвычайно сложно и не всегда достаточно точно. Основная трудность заключается в интерпретации геологических закономерностей, которые не всегда поддаются математическому описанию.

Широкое распространение получили вертикальные геологические разрезы. Они составляются по данным скважин разведочных линий. Существенным дополнением к вертикальным разрезам служат погоризонтные планы — горизонтальные разрезы на определенных высотных отметках.

Для составления планов и разрезов производится графическое моделирование, т. е. геометризация месторождения.

Под геометризацией месторождения понимается совокупность работ по изучению, систематизации, математической обработке геологоразведочных и маркшейдерских данных, накоп-

ленных в процессе разведки, изучения и эксплуатации месторождения.

Геологическое строение залежи полезного ископаемого является основным определяющим фактором при конструировании математической модели, так как оно определяет и вид исходной геологической информации, и способы кодирования формы залежи и распределение качественных признаков.

Соответственно геологическим условиям месторождения полезных ископаемых, как объекты математического моделирования, в зависимости от формы месторождения и распределения качественных признаков подразделяются на пласты и залежи (тела); однокомпонентные и многокомпонентные; однородные и сложноструктурные; горизонтальные и наклонные.

Используя это подразделение, можно выделить следующие *группы месторождений по степени сложности моделирования*, переходя от простых к сложным:

однородные и однокомпонентные горизонтальные пласты;

однородные и однокомпонентные наклонные пласты;

однородные и однокомпонентные горизонтальные и наклонные залежи;

сложноструктурные горизонтальные залежи;

сложноструктурные и многокомпонентные горизонтальные залежи;

сложноструктурные наклонные залежи;

сложноструктурные и многокомпонентные наклонные залежи.

Месторождения, представленные выдержанными по условиям залегания пластами, обычно имеют высокую степень разведанности. В этом случае полезное ископаемое (например, уголь, фосфориты) четко отделено от пустых пород поверхностями почвы и кровли, которые могут быть достаточно точно описаны аналитически. Информация о пластовых месторождениях обычно представлена изолиниями почвы и кровли пласта и вертикальными геологическими профилями.

Сложноструктурные многокомпонентные месторождения, чаще всего крутые и наклонные, характеризуются более низкой степенью разведанности, сложными формами залежей. Информация представлена пробами, взятыми через определенный интервал по глубине (0,5—1 м) из скважин, расположенных в плане на расстоянии от 15 до 200 м друг от друга. Так как сетка скважин на поверхности не всегда равномерная, скважины не всегда вертикальны, а интервалы отбора проб по глубине в скважинах различны и неодинаковы, то первичная информация о месторождении оказывается представленной точками с неравномерным расположением их в трехмерном пространстве.

После обработки эта информация обычно представляется

в виде геологических профилей и планов, на которых отдельные залежи, рудные тела и разведочные геологические блоки показаны в виде фигур неправильной формы.

Разрезы и планы позволяют наглядно представить форму залежей на месторождении, их мощность, углы падения, глубину залегания, площади, геологическое строение, размещение полезных компонентов, а также являются необходимым материалом для проектирования разработки месторождения запасов полезного ископаемого.

Графические модели, т. е. геологические профили и планы, легче преобразуются в математические модели, но передают последним также и все свои погрешности. Повышение точности моделирования может быть достигнуто в ряде случаев благодаря совместному использованию графических моделей и данных по скважинам. Благодаря последним уточняется распределение качественных признаков внутри контуров рудных тел или сортовых блоков, построенных на основе поперечных сечений или погоризонтных планов.

Информация о месторождении включает не только геологическую характеристику, но и характер рельефа местности, абсолютные высоты и относительные превышения, сведения о наличии рек и озер в районе месторождения и т. п.

Геометрия рельефа основывается на представлении о земной поверхности как о поле высот. Географическим изображением поля высот земной поверхности служит карта в горизонталях. В зависимости от сложности рельефа земная поверхность с достаточно простым рельефом может быть заменена простыми поверхностями или геометрическими фигурами, моделирующими с той или иной степенью приближения участок местности (аналитическая модель) и допускающими описание функциональными зависимостями. Области земной поверхности со сложным рельефом, образующие рельеф, не поддающийся аппроксимации функциональными зависимостями, подвергаются расчленению и описанию методами множественного регрессионного анализа.

В результате производства открытых горных работ в недрах земли образуется выработанное пространство — карьер, заключенное между двумя топографическими поверхностями. Одна из них является естественной топографической поверхностью участка горного отвода, другая — искусственная, результат производства горных работ.

Размеры и форма конечного контура карьера определяются в соответствии с конечной глубиной карьера, размерами и формой его дна, конструкцией бортов и рабочей зоны.

Результаты моделирования месторождений и их открытой разработки могут быть представлены в цифровой, табличной или графической форме различного вида в зависимости, глав-

ным образом, от назначения модели, необходимой точности моделирования и вида исходной информации.

6.3. ГЕОИНФОРМАЦИОННЫЙ МЕТОД МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

В задачах математического моделирования и оптимизации, решаемых в системах автоматизированного проектирования и конструирования различных природно-технологических и сложных технических объектов, таких, как горные предприятия, строительные сооружения (газопроводы и прочие транспортные коммуникации, водохранилища и т. п.), погрузочно-транспортные комплексы и др., рассматриваются не только геометрические параметры объектов (линейные размеры, площади, объемы), но также и их качественные характеристики. Кроме того, многие объекты являются динамическими, изменяющими во времени и пространстве как форму, так и показатели качества.

В горном производстве объектом САПР является горное предприятие, которое является сложным многофакторным и многоуровневым динамическим эколого-технологическим комплексом, развивающимся в пространстве и во времени в течение длительного периода (до 20—25 лет и более) и характеризующимся различными видами информации, а именно:

геометрической, включающей элементы месторождения и технологии горных работ, рассматриваемые в трехмерном пространстве горного отвода;

экологической, отражающей взаимодействие технологических процессов горного производства и природных факторов — недр, поверхности земли, окружающей атмосферы, водных ресурсов;

технологической и технической, включающей параметры и качественные характеристики элементов карьера, горных выработок, горнотранспортного оборудования и технологических процессов;

экономической, содержащей показатели и оценки расхода ресурсов, затрат средств и труда, показатели ценности продукции, интенсивности и эффективности производства работ и т. п.

Все виды информации могут быть подразделены на три основные группы определяющих факторов — геометрию, качество и динамику, которые находятся в сложной взаимосвязи и в комплексе составляют для каждого объекта весьма значительный информационный массив исходных данных, промежуточных и конечных результатов.

В результате интенсивного развития работ по автоматизации проектирования и планирования горных разработок в последние годы сформировался и интенсивно развивается новый гео-

информационный метод математического моделирования, основные положения которого состоят в следующем:

1) для оптимизируемого объекта создается комплекс массивов информации, которые формируются в виде автоматизированного банка данных на единой методологической основе и достаточно полно характеризуют объект на всех его стадиях при автоматизированном решении множества различных задач;

2) исследуемый объект имеет единую для всех элементов и всех решаемых задач точку отсчета координат трехмерного пространства и единое начало отсчета времени;

3) геометрической основой информационной базы является массив точек, каждая из которых имеет координаты в трехмерном пространстве данного объекта и характеризуется признаками качества, вектором перемещения, скоростью перемещения и координатами времени. В иерархии элементов информации точка является наименьшим структурным элементом, и поэтому ее информационные данные позволяют описывать форму, свойства и динамику всех более крупных тел и, следовательно, сложноструктурных технических объектов.

Трудность создания единого информационного массива для заданного объекта проектирования заключается не только в том, что эти виды информации сильно различаются формой показателей и другими параметрами, но также и тем, что почти все виды информации горного производства характеризуются сложной структурой с несколькими иерархическими уровнями, большой степенью неопределенности и изменчивостью во времени.

Тем не менее создание единого информационного массива возможно, если информацию различного вида представить в форме единичных показателей, хотя и характеризующихся различными признаками качества, но привязанных в форме точек к единым координатам пространства и времени.

Первичным информационным элементом системы в трехмерных координатах такой базы является точка, принадлежащая любому контуру на вертикальной, горизонтальной или наклонной плоскости (рис. 6.1), секущей систему трехмерных координат, и имеющая следующие параметры:

координаты x, y, z, определяющие местоположение точки в данной системе;

признаки качества k, определяемые в зависимости от принадлежности точки к тому или иному множеству точек, например, в описании месторождений полезного ископаемого — сорт руды, содержание того или иного компонента, в описании транспортных коммуникаций — назначение отрезка трассы дороги, ее вид и т. п.;

вектор W, характеризующий направление и дальность перемещения точки;

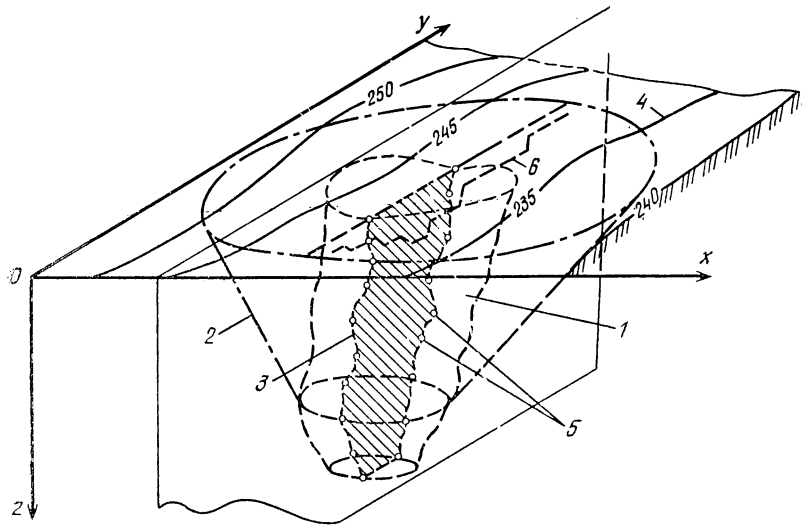


Рис. 6.1. Участок горного отвода в системе координат:
1 — залежь полезного ископаемого; *2* — карьер; *3* — контур залежи на вертикальном сечении; *4* — изолиния рельефа местности; *5* — характерные точки контура залежи; *6* — контур рабочей зоны карьера

скорость непрерывного или дискретного перемещения точки v;

время t, характеризующее срок и длительность перемещения точки.

Таким образом, каждая i-я точка системы может характеризоваться несколькими параметрами: x_i, y_i, z_i, W_i, v_i, t_i. Параметры определяют местоположение точки в системе в данный момент времени и характеризуют ее свойства.

Характерные информационные точки, свойственные тем или иным математическим моделям, могут быть рассмотрены на следующих примерах из области геологии, горных открытых разработок, транспортных коммуникаций, топографии геодезии, экологии, погрузочно-транспортных технологических процессов и др.

При математическом моделировании месторождений форма залежей, геологических блоков и распределение признаков качества в них обычно описываются замкнутыми криволинейными контурами на вертикальных или горизонтальных параллельных сечениях, которые ограничивают руды того или иного качества, характеризуемого сортом или типом руды, категорией разведанности, содержанием того или иного компонента и т. п. При моделировании криволинейные контуры аппроксимируются ломаными линиями, и, таким образом, каждая характерная точка контура, соединяющая два прямых отрезка, может содер-

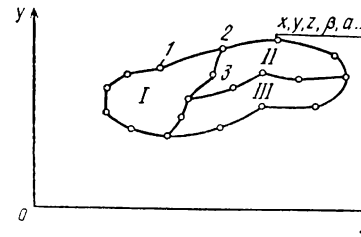


Рис. 6.2. План залежи на горизонтальном сечении:
I, II III — сорта руд; *1, 2, 3* — характерные точки контура залежи и ее участков

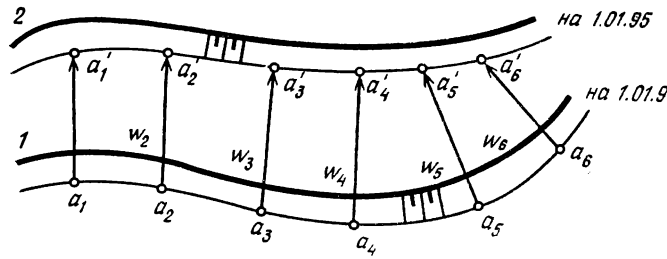


Рис. 6.3. Схема перемещения участка фронта работ на горизонте карьера:
1 — положение фронта работ на начало года; *2* — то же, на конец года; a_1, a_2, a_3 и т. д. — характерные точки

жать информацию о месте расположения в трехмерном пространстве многих (обычно до 10—12) признаков (рис. 6.2).

Характерные точки могут быть представлены также в виде дискретного, обычно нерегулярного поля множества точек, каждая из которых является результатом геологической разведки или опробования и несет информацию о признаках качества в данной точке. Практически расстояние между точками в плане обычно составляет от 15—25 до 100—200 м, а по вертикали — от 2—3 до 10—20 м.

При математическом моделировании горных работ, например, рабочей зоны карьера, ее описание на планах производится также криволинейными контурами, аппроксимируемыми ломаными линиями. Здесь аналогичные характерные точки содержат информацию не только о местоположении контура и признаках качества (вскрышной или добычный уступ, рабочий или погашенный борт и т. п.), но также посредством векторов характеризуют направление перемещения фронта работ (рис. 6.3).

Таким образом, каждая точка имеет параметры пространства x, y, z, качества k, динамики — вектор w, скорость v и время t.

При математическом моделировании горных работ на поперечных сечениях характерные точки образуются на пересечении линий рабочих, транспортных и прочих площадок с откосами уступов и тем самым описывают участки бортов карьера, т. е.

их геометрию, а также направление перемещения и признаки качества (рис. 6.4).

Развитие горных работ в карьере характеризуется на продольных и поперечных сечениях направлением углубки дна карьера (рис. 6.5), т. е. перемещения дна разрезной траншеи, проходимой при подготовке очередного горизонта. На этой ломаной линии выделяются точки, дискретно характеризующие динамику горных работ и имеющие параметры x, y, z, вектор w, скорость v и в ряде случаев признаки качества k.

При моделировании транспортных коммуникаций их трасса в трехмерном пространстве представляется в виде прямых или криволинейных отрезков, на соединении которых выделяются характерные точки, разделяющие отрезки с разными уклонами, кривизной, различной конструкцией, назначением, т. е. отличающиеся признаками качества. Массив этих точек позволяет характеризовать в трехмерном пространстве сложную конструкцию системы карьерных транспортных коммуникаций как в ее статике, так и в динамике.

Например, на схеме плана трассы железнодорожных путей в карьере (рис. 6.6) показаны: передвижной путь на рабочем уступе до (1—2) и после (*1′—2′*) передвижки, кривые примыкания (*2—3*) и (*4—5*), постоянный путь на торцевом борту (*3—4*), постоянные пути на съездах *5—6—7—8—9—10*, тупики съездов *6—6′*, *7—7′*, *8—8′*, *9—9′*, путь в выездной траншее (*10—11*). Каждая точка имеет координаты x, y, z, благодаря которым определяются длина и уклоны каждого участка. Кроме того, каждой точке можно придать параметры качества, характеризующие конструкцию пути (передвижной или постоянный путь, количество путей или полос движения и т. д.). Точки, характеризующие передвижные пути, могут иметь параметры динамики, т. е. направления перемещения пути, шаг передвижки W, сроки передвижки и т. п.

При моделировании рельефа, отвалов, хвостохранилищ, различных поверхностных сооружений характерные точки являются базой изолиний рельефа, линий пересечения выемок и насыпей с поверхностью земли, различных ограничивающих зон (взрывоопасной, санитарно-защитной, разноса пыли при сдувании ее с отвалов, осаждения частиц выброса из дымовых труб и т. д.).

При моделировании технологических процессов, например, функционирования погрузочно-транспортного комплекса точечный принцип позволяет описывать процессы погрузки, перемещения, разгрузки и прочие операции. Например, точка, представляющая в математической модели карьера экскаваторный забой, помимо пространственных координат x, y, z имеет параметры: вектор W — направление перемещения забоя, v — скорость перемещения забоя, k — вид и качество отгружаемой гор-

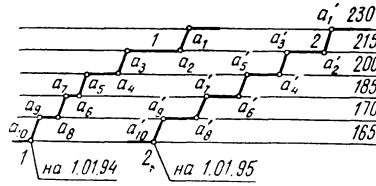


Рис. 6.4. Схема перемещения рабочего борта на поперечном сечении рабочей зоны карьера:

1 — положение борта на начало года; *2* — то же, на конец года; a_1, a_2, a_3 и т. д. — характерные точки

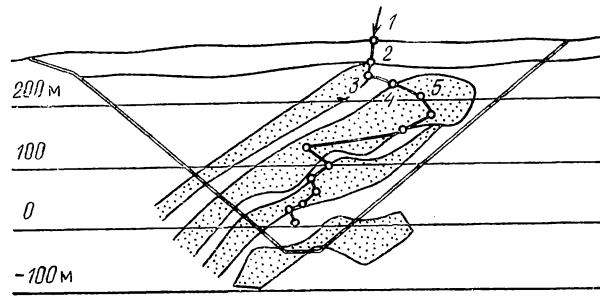


Рис. 6.5. Направление углубки горных работ на карьере при разработке сложноструктурной залежи:

1, 2, 3, 4, 5 — характерные точки

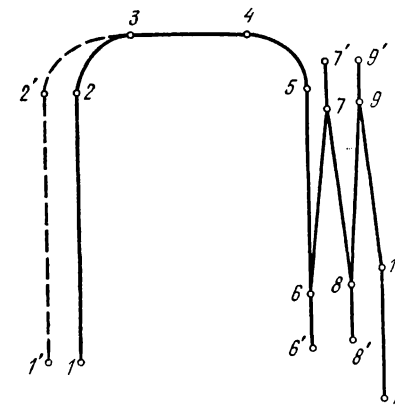


Рис. 6.6. Схема плана трассы железнодорожных путей в карьере

ной массы и I — интенсивность погрузки (производительность экскаватора в единицу времени). Отдельные отрезки грузопотока разграничиваются точками, которые помимо координат x, y, z имеют параметры: вектор W — направление перемещения груза, k — качество груза, v — скорость перемещения, I — производительность в единицу времени и интенсивность грузопотока.

Приведенные примеры показывают, что точечный принцип представления информации может быть использован для описания самых различных аспектов математической модели эколого-технологического комплекса, учитывающей как природные, так и основные технологические факторы не только в статике, но и в динамике.

На основе моделей, построенных по этому принципу, становится возможным решение в короткие сроки различных практических задач проектирования и планирования работы горных предприятий, строительства различных коммуникаций, сооружений и т. п., и прежде всего таких, как: подсчет запасов полезного ископаемого в границах горного отвода, учет и контроль запасов на действующем предприятии; оперативное построение топографических карт и планов горных работ, а также поперечных сечений по карьерам; проектирование различных транспортных коммуникаций, оптимизация их при проектировании и в текущих планах горных работ на карьерах; проектирование и оптимальное планирование горных работ в карьерах; проектирование и планирование формирования отвалов и других поверхностных сооружений на горных предприятиях; решение задач охраны окружающей среды — планирование развития площадей рекультивации, оптимизация зон допустимого загрязнения воды, атмосферы, изъятия земельных площадей и т. п.; оптимизация параметров погрузочно-транспортных комплексов и оперативное управление их работой, анализ и конструирование сложных технических систем и агрегатов и др.

6.4. ГЕОИНФОРМАЦИОННАЯ ПЛОТНОСТЬ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ

Одной из основных характеристик геоинформационной математической модели горного предприятия является информационная плотность, т. е. количество точек и показателей в точке, характеризующей форму, структуру и качественное содержание объекта. Геоинформационная плотность может быть определена в целом по объекту или его отдельным составляющим, а также в виде удельных величин, отнесенных на 1 га площади месторождения или земельного отвода, на 1 млн м^3 объема карьера или горного отвода, на систему транспортных коммуникаций карьера или на 1 км транспортных путей, на единицу площади поперечного геологического сечения или погоризонтного плана и т. д.

Показатели плотности позволяют характеризовать количественно информацию о месторождении полезного ископаемого, рельефе и объектах горного предприятия. Они могут служить для оценки форм сложноструктурных многокомпонентных залежей и распределения в них учитываемых компонентов, а также для оценки способов моделирования, а при автоматизированных расчетах — для определения трудоемкости кодирования погоризонтных планов и геологических разрезов, потребности в машинных носителях информации, в машинном времени и для других

целей при создании и эксплуатации САПР (АСУ) и автоматизированных банков данных.

В зависимости от вида информационного источника и средств получения информации можно выделить три вида геоинформационной плотности:

теоретическую, которая определяется расчетом из условия достижения высокой степени приближения математической модели к реальным условиям;

фактическую (геологическую, топографическую и т. п.), получаемую в результате измерений, геологоразведочных работ, топографической съемки, аэрофотосъемки и т. п.

практическую, используемую в математических моделях различного вида.

В процессе проектирования один вид информации переходит в другой.

Например, при математическом моделировании месторождений полезных ископаемых первичными данными, характеризующими форму залежей и другие параметры месторождений, являются результаты геологической разведки, пробы по скважинам, которые представляются в форме списков и таблиц чисел. Затем для практических целей эти данные трансформируются в геологические разрезы и погоризонтные планы, т. е. в геологические графические модели. Для автоматизированных расчетов графические модели преобразуются в математические, т. е. вновь приобретают числовую форму.

Если геоинформационная плотность первичных данных составляет около 200—500 чисел на 1 млн $м^3$ горного отвода, то в графических и блочных математических моделях, построенных на основе погоризонтных планов и геологических разрезов, она составляет 30—100 чисел, т. е. в 5—10 раз меньше.

Так как математические модели идентичны графическим (погрешность обычно не более 2—5%), то последние характеризуются также аналогичными показателями геоинформационной плотности.

Таким образом, как геологические разрезы и погоризонтные планы, так и основанные на них математические модели далеко не полностью используют фактическую, т. е. первичную, информацию, полученную в результате геологической разведки, и, следовательно, представляют формы и качество залежей месторождения в весьма упрощенном виде.

Возможности САПР, предназначенных для переработки больших объемов информации, явно не используются, так как при этом применение вычислительной техники не повышает степень использования первичных данных.

Приближенные показатели теоретической геоинформационной плотности, полученные расчетом для условий среднего по размерам рудного карьера (в плане 2×3 км), разрабатываю-

щего сложноструктурную многокомпонентную залежь с разведанной глубиной 500 м и имеющего земельный отвод размером 7×10 км, приведены в табл. 6.1.

Расчет сделан из условия достижения наибольшей адекватности математической модели общепринятым исходным материалам, каковыми являются топографические планы местности, данные по геологоразведочным скважинам, погоризонтные планы карьера. При этом были приняты сетка скважин 50×50 м, интервал проб в скважине 1 м, число показателей в пробе 10, число уступов в карьере 30, интервал между точками на контуре уступа 50—100 м.

Как видно из табл. 6.1, расчетный объем информации, характеризующий геологические условия, на два порядка больше, чем для других объектов.

Фактические данные для аналогичных предприятий несколько меньше, но, как правило, находятся в аналогичных интервалах.

Например, для создания математической модели Скелеватского железорудного месторождения было закодировано 1363 скважины, что потребовало 1,4 Мбайт памяти ЭВМ, для Первомайского железорудного месторождения — соответственно 1200 скважин и более 1,2 Мбайт.

Математическая модель Баженовского месторождения хризотиласбеста, созданная в ПО «Уралгеология» при пересчете запасов по данным доразведки, включает информацию по 3311 скважинам для центральной части месторождения и более 2900 скважин для Южного рудоуправления. При этом было закодировано и введено в ЭВМ более 900 тыс. чисел из журналов бурения и опробования. После переработки этих данных

Таблица 6.1

Геоинформационный массив горного предприятия

Составляющие массива	Число точек	Число показателей в точке	Число показателей в массиве, тыс. шт.
Топография (плюс инженерная геология)	10 000	5	50 000
Геология	750 000	10	7 500 000
Борта карьера (конечный) и вскрывающие траншеи	7 000	5	35 000
Рабочая зона и система съездов	15 000	5	75 000
Система транспортных коммуникаций	10 000	5	50 000
Экологические условия	10 000	5	50 000
Итого			7—10 млн

с разделением информации по горизонтам, залежам, сортам руд и категориям разведанности количество чисел, характеризующих объем информации, составило по участку Южного рудоуправления более 9,4 млн.

Практическая геоинформационная плотность оценена на основе различных способов подготовки информации для математических моделей, созданных различными исполнителями для Баженовского асбестового, Тырныаузского вольфрамо-молибденового и Качканарского железорудного месторождений.

Южная часть Баженовского месторождения включает 30 сложноструктурных залежей, разведанных по категориям В, C_1, C_2. Каждая залежь может включать до четырех видов асбестовых руд (отороченные жилы, крупная сетка, мелкая сетка, прядильное волокно). В свою очередь, каждый вид руды (зона асбестоносности) включает в зависимости от длины асбестового волокна текстильные (1—3-й) и строительные (1—6-й) сорта руд, содержание асбеста в которых колеблется от 0,03 до 5,0%. Кроме того, залежи подразделяются в зависимости от степени разведанности (по категориям В, C_1, C_2).

В качестве исходных геологических материалов для математического моделирования использовались погоризонтные геологические планы с интервалом по глубине 15 м и поперечные геологические разрезы, построенные по разведочным линиям. Расстояние между разрезами 100—120 м. При моделировании было учтено структурное разделение всего Баженовского месторождения на вертикальные блоки и горизонтальные зоны, которое заложено в действующую методику подсчета запасов. Здесь каждому блоку придан номер, который используется для идентификации объемов руды, предназначенных к выемке в определенный отрезок времени с целью учета движения погашенных запасов по залежам, горизонтам, категориям разведанности и пр.

Горный отвод, в границах которого создавалась модель, имел размеры: длина 5200 м, ширина 3800 м, глубина 760 м.

Математическая модель создана в двух вариантах: 1-й — до глубины 290 м от поверхности на основе 19 погоризонтных планов, на которых были выделены 449 геологических блоков, учтено 7 видов горной массы, в том числе 4 полезного ископаемого и 3 вскрыши, содержание текстильных и строительных сортов асбеста, выраженное в процентах; 2-й — на основе вертикальных поперечных сечений с учетом четырех типов асбестоносности без разделения пород вскрыши по видам. Число закодированных зон на одном поперечном резрезе колебалось в пределах от 79 до 137.

С учетом размеров горного отвода Южного карьера 2,4× ×4,6 км геоинформационная плотность модели месторождения составляет при использовании поперечных разрезов 34,2 числа

на 10 тыс. м^2, при использовании погоризонтных планов — 104,3 числа на 10 тыс. м^2.

Для этого же карьера для целей планирования горных работ была создана модель рабочей зоны, которая характеризуется следующими параметрами. Размеры по поверхности 3000×1800 м; глубина рабочей зоны 240 м; число рабочих горизонтов 16; ширина рабочих площадок в зоне консервации 19 м; угол наклона бортов 15—20°.

Границы рабочей зоны описаны координатами вершин ломаных линий, аппроксимирующих верхние бровки уступов. Длина отрезков ломаной в среднем составляет 100—150 м, т. е. на 1 км фронта работ на плане приходится 7—10 точек. Относительная погрешность моделирования для конкретных условий составила 2,1%. При этом для описания границ рабочей зоны карьера на планах потребовалось закодировать 590 точек. В целом модель рабочей зоны включает высотные отметки горизонтов, углы откоса уступов, координаты точек верхних бровок уступов и содержит 1212 чисел. Таким образом, геоинформационная плотность модели рабочей зоны составляет 2,4 числа на 10 тыс. м^2 площади карьера.

Тырныаузское месторождение вольфрамо-молибденовых руд, расположенное в высокогорной местности с отметками 2000—3250 м над уровнем моря, представлено комплексным оруденением скарнового и рогового типа. Рудные тела имеют крутое падение, причем протяженность рудных тел скарнового типа до 1500 м, мощность колеблется от нескольких метров до 60 м, а рогового типа — 200—400 м и мощность от 30 до 120 м.

На месторождении выделено 6 видов горной массы, в том числе вскрыша, забалансовая руда и четыре разновидности полезного ископаемого. Предусмотрена возможность ввода информации об опасных зонах карьера, возникающих от ведения подземных горных работ.

Размеры горного отвода, в границах которого осуществляется съем информации для математической модели месторождения, следующие: длина 4 км, ширина 2 км, глубина от наиболее высокой отметки местности 885 м.

В качестве исходных геологических материалов использовались 59 погоризонтных геологических планов. Съем информации заключался в считывании координат вершин многоугольников произвольной формы, отображающих на плоскости каждого горизонта замкнутый однородный объем горной массы. С целью уменьшения объема информации качественные признаки, а именно код и содержание компонентов в долях единицы, записываются как дополнительные показатели к каждому многоугольнику, а не точке. При этом погрешность подсчета объемов по сравнению с традиционными ручными расчетами не превысила 2%, общее количество вводимых чисел $5{,}3\times10^6$, информа-

ционная плотность равна 250 чисел на 10 тыс. м² площади отвода.

Математическая модель титаномагнетитовых залежей Главного карьера Качканарского ГОКа создана по основе 28 поперечных геологических разрезов, построенных через 100—200 м. Размеры модели: ширина 2400 м, длина 2900 м, глубина 600 м. Подготовка информации заключалась в считывании на полученном сечении координат точек пересечения средней линии каждого 15-метрового уступа с контурами геологических блоков и границ карьера.

Сравнение показателей различных видов геоинформационной плотности — теоретической, геологической и практической, полученной при создании математической модели, приведено в табл. 6.2.

6.5. ВИДЫ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Математическая модель месторождения в общем виде представляет собой формализованное описание формы, структуры и качественных характеристик месторождения в символьной, числовой или аналитической форме, позволяющее решать горно-геометрические, технологические и экономические задачи на ЭВМ.

К числу задач, чаще всего решаемых на ЭВМ с применением математических моделей месторождений, относятся такие,

Таблица 6.2

Геоинформационная плотность математических моделей месторождений

Плотность модели месторождения	Месторождение	Форма исходных данных	Удельная информационная плотность		
			на 1 га поверхности горного отвода	на 10 тыс. м² сечения (плана)	на 1 млн. м³ горной массы в пределах горного отвода
Теоретическая	Условное	Пробы скважин	6—12 тыс.	20—40	1000—2500
Геологическая	Баженовское асбестовое	Пробы скважин	3070		502
	Баженовское асбестовое	Поперечные сечения и погоризонтные планы	700	44	33,8 91,2
Практическая в блочных математических моделях	Тырныаузское	Погоризонтные планы	250		29,6
	Качканарское	Поперечные сечения	—	4,9	4,05

как подсчет запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера, горно-геометрический анализ, выбор направления развития горных работ в карьере и др.

Математическая модель конкретного месторождения в процессе ее создания и использования при проектировании и планировании горных работ проходит следующие формы представления:

символьную, т. е. представленную в общем виде посредством формул, математических символов, зависимостей и определений;

числовую, т. е. закодированную для ввода в ЭВМ;

машинную, т. е. записанную на магнитных носителях информации;

машинно-графическую, т. е. отображенную посредством АЦПУ, графопостроителя или дисплея.

Элементарными объектами математического моделирования месторождений являются:

а) контуры, поверхности и тела той или иной формы в трехмерном пространстве и на плоскости;

б) распределение того или иного признака качества в объемном контуре, находящемся в трехмерном пространстве или в замкнутом контуре на плоскости.

Основные требования к математическим моделям и методам (способам) математического моделирования следующие.

1. Математическая модель месторождения должна быть в достаточной степени адекватной реальным горно-геологическим условиям и обеспечивать требуемую для данной исходной информации погрешность расчетов.

2. Трудоемкость подготовки исходной информации для ввода в ЭВМ должна быть минимальной.

3. Вероятность появления случайных ошибок при расчете должна быть наименьшей, а их выявление и устранение должны осуществляться достаточно быстро и без больших затрат труда.

4. Конструкции модели, способы кодирования, хранения, переработки и передачи информации должны обеспечивать корректировку, пополнение и развитие модели по мере поступления новых геологических данных.

5. Математическая модель месторождения должна создаваться независимо от способа и системы разработки.

Для формирования математической модели месторождения исходной является та геологическая документация, которая создается в результате переработки данных геологической разведки и подсчета запасов.

Для крутых и наклонных рудных залежей она представлена в основном геологическими поперечными сечениями и погоризонтными планами, а также таблицами качественных харак-

теристик, для плановых горизонтальных и пологих месторождений — планами изолиний и разведочных скважин.

Вид этой документации, а также структура месторождения и условия его залегания наряду со способом представления и кодирования геологической информации определяют конструкцию математической модели месторождения.

Математические модели крутых и наклонных рудных месторождений подразделяются:

в зависимости от структуры моделируемой залежи — на послойные, крупноблочные, объемные;

в зависимости от способа представления (формализации) геологической информации — на дискретные, аналитические, контурные, комбинированные (дискретно-аналитические и др.).

Наибольшее применение получили *послойные модели*, в которых залежи по глубине разделяются на горизонтальные слои, равные по высоте уступу. Каждый слой моделируется как горизонтальная плоскость в двухмерных координатах.

Крупноблочные модели представляют собой обычно сумму вертикальных блоков с постоянными по глубине характеристиками качества. Форма блоков в плане представляет собой многоугольник или криволинейную фигуру. Крупноблочные модели в процессе горно-геометрического анализа могут преобразовываться в послойные.

Объемная модель, описывающая залежь в целом, наиболее известна в виде простой геометрической модели однородных пластов и рудных тел с выдержанными элементами залегания.

Ведутся работы по созданию объемных и геометрических моделей, в которых на основе данных по скважинам распределение признаков качества в трехмерном пространстве описывается набором аналитических функций $F(x, y, z)$.

Способы преобразования информации о формах залежи и распределении признаков качества, согласно которым математические модели подразделены на аналитические, дискретные и контурные, иллюстрированы на рис. 6.7, на котором показан контур залежи на геологическом сечении.

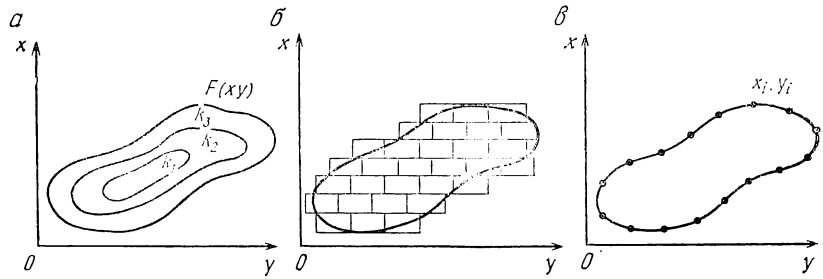


Рис. 6.7. Графическая интерпретация математических моделей месторождения: *а* — аналитической; *б* — дискретной; *в* — контурной

Аналитические модели соответствуют непрерывной интерпретации геометрических форм и распределения качества. Форма залежей полезного ископаемого, зоны рудоносности и распределение в них качественных признаков описываются аналитическими зависимостями, без расчленения описываемого объекта на элементы и в общем виде представляют собой набор аналитических функций.

Аналитические модели получили применение для моделирования угольных, фосфоритовых и других пластов с выдержанными элементами залегания, почву и кровлю которых, как четко обозначенные разграничивающие поверхности, удобно описывать аналитическими функциями.

Аналитические модели широко используются также для описания распределения процентного содержания полезных компонентов как внутри замкнутого контура, плоского или объемного, так и в виде геохимических полей, например в методах геостатистики.

Простейшие аналитические зависимости используются для описания форм однородных по качеству залежей в простых геометрических моделях.

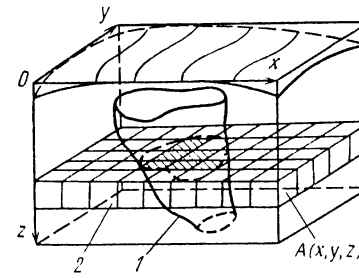
Дискретные модели соответствуют дискретной интерпретации геометрических форм и распределения качества, при которой описываемые объекты (залежи, геологические блоки) разбиваются на элементарные однородные по качеству микроблоки. Кодирование качества сводится к идентификации геометрических объектов. Аппроксимация при этом линейная, представление информации цифровое.

Дискретные модели, называемые также блочными и цифровыми, получили широкое применение для моделирования сложноструктурных многокомпонентных крутых и наклонных месторождений, так как позволяют с высокой точностью учитывать сложные формы рудных тел и значительное число признаков качества. В этих моделях участок горного отвода обычно представляется в виде послойной суммы микроблоков (рис. 6.8), каждый из которых характеризуется координатами x, y, z в трехмерном пространстве и кодом качественных признаков. Высота горизонтального слоя обычно принимается равной высоте уступа, т. е. 10—20 м, а размер микроблока, ограничиваемый условиями точности расчета, находится в пределах 10—50 м. В пределах каждого микроблока качественный состав рассматривается постоянным.

Класс дискретных моделей обширен и включает различные модели для различных по условиям залегания месторождений — крутых, горизонтальных и др.

Если геологическая информация представлена поперечными разрезами, то объем слоя рассматривается как сумма горизонтальных блоков, ширина которых определяется мощностью

Рис. 6.8. Участок горного отвода в системе координат:
1 — контур залежи; *2* — микроблок



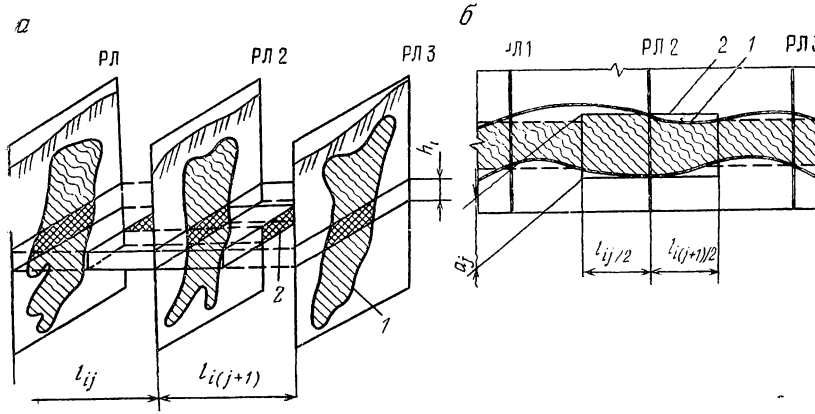


Рис. 6.9. **Графическая интерпретация цифровой модели крутых и наклонных месторождений (по разрезам):**
а **— в плоскости разреза;** ***б*** **— на горизонте;** ***1*** **— контур рудного тела;** ***2*** **— граница модели**

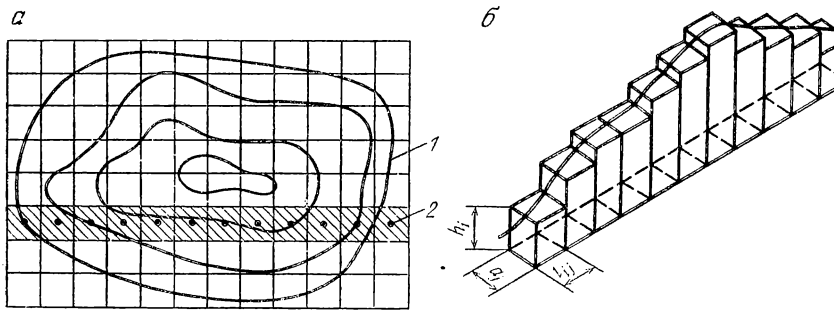


Рис. 6.10. Графическая интерпретация дискретной модели горизонтальных и пологих месторождений (*а*) (*1* — линия изомощности; *2* — микроблок) и схема к определению объема в выбранном вертикальном сечении (*б*)

залежи на этом горизонте, а длина — расстояниями между поперечными геологическими разрезами (рис. 6.9).

При подсчете запасов с помощью цифровой модели производится суммирование объемов выделенных элементарных блоков. Например, для многих модификаций цифровых моделей суммирование элементарных объемов производится по выражению

$$V = \sum_k \sum_i \sum_j l_{ij} a_j h_i, \qquad (6.1)$$

где l, a, h — соответственно длина, ширина и высота блока.

На горизонтальных месторождениях, исходная информация о которых представлена планами изолиний, обычно применяется объемно-интегральная модель как сумма вертикальных призм с различными или одинаковыми площадями оснований, которые определяются принятым методом подсчета запасов (ближайших скважин, треугольников и т. п.) (рис. 6.10).

Контурные модели основаны на дискретном представлении формы крупных блоков постоянного качества. Они ориентированы на автоматизированный съем информации координат точек контура посредством дигитайзера и являются в настоящее время наиболее распространенным видом математических моделей.

Комбинированные (дискретно-аналитические, контурно-координатные и др.) модели сочетают различные способы представления и кодирования информации в зависимости от вида исходной документации, способов кодирования, назначения модели и др. Например, дискретно-аналитические модели сочетают дискретное представление залежи полезного ископаемого в виде крупных блоков и аналитическое описание формы последних или распределение качественных признаков в них. Известны дискретно-аналитические модели, в которых сложноструктурные месторождения разделяются на горизонтальные или вертикальные слои, а контуры залежей или однородных геологических блоков описываются аналитическими функциями. Также распространены послойные дискретно-аналитические модели, в которых аналитическими зависимостями описывается распределение качественных признаков в установленном объемном или плоском контуре.

Оценивая геологическую документацию в качестве исходной для математического моделирования, можно выделить в ней следующие *элементарные геометрические объекты*:

характерные точки, например, точки пересечения скважин с кровлей и почвой пласта, или точки, характеризующие места отбора проб качества, точки, характеризующие контур блока, и т. п.;

отрезки линий или, другими словами, интервалы между характерными точками, например прямые линии, аппроксимирующие криволинейный сложный контур залежи и т. п.;

плоские фигуры, ограниченные замкнутыми гладкими кривыми (например, изолиниями) или ломаными линиями (многоугольники) и т. п.;

объемные фигуры, однородные тела, ограниченные плоскими или криволинейными плоскостями, например элементарный блок в форме параллелепипеда с размерами $15\times20\times30$ м, геологический разведочный блок и т. п.

Соответственно указанным выше видам элементарных геометрических объектов, образующих геометрическую информацию о месторождении, могут быть выделены модели: точечные, линейные, контурные, объемные (блочные).

По способу кодирования геометрических форм могут быть выделены модели:

координатные, в том случае, когда задаются координаты точек, вершин ломаных, в частности многоугольников и многогранников;

функциональные, если кривые или поверхности задаются функциями, неявными или параметрическими;

кусочные, если кривые или поверхности задаются кусочными функциями, например полиномами, сплайнами, области определения которых заданы координатно;

структурные, когда объекты представляют посредством элементов, заданных координатами или функциями, а структура объекта описывается целевой функцией или графиком.

По способу кодирования качества могут быть выделены однородные и неоднородные модели. В однородных геометрическому объекту соответствует набор чисел, а в неоднородных — функциональное задание.

Предложенные и используемые в практике математические модели месторождений характеризуются различными названиями, основанными на различных принципах.

Процесс моделирования месторождений зачастую является многоэтапным и представляется как последовательное преобразование моделей. Например, по точечной модели, построенной по данным скважин, формируются зоны влияния скважин на погоризонтных планах методом многоугольников. Затем качественные признаки распределяются внутри контуров по нормальному закону, а многоугольники, задающие контуры, аппроксимируются сплайнами.

Основными параметрами математической модели месторождения являются: конструктивные и структурные характеристики, информационная емкость, погрешность моделирования.

Конструктивные характеристики модели управляют точностью аппроксимации исходной геологической информации.

К ним относятся: величина микроблока, шаг палетки (растра), параметры сетки полиномов, расстояние между разрезами и т. п.

Структурные характеристики модели отражают число массивов и структурных элементов модели (признаки, приписывающие некоторые качественные показатели, задание функций распределения качества выделенных геологических блоков и т. д.).

Информационная емкость — это интегрирующая характеристика, отражающая целый ряд свойств модели. Чем сложнее месторождение и детальнее рассматриваются вопросы его отработки, тем больше информации необходимо ввести в память ЭВМ для достаточно точного его математического описания.

Обозначим: Ф — информационный массив модели, характеризующий форму структурных составляющих месторождения; K — информационный массив модели, характеризующий распределение качественных показателей в массиве Ф.

Суммарный объем числовой информации, содержащийся в этих двух массивах, назовем информационной емкостью модели месторождения. Информационная емкость модели определяется ее конструкцией и сложностью месторождения.

Для пластовых однокомпонентных месторождений массив Ф невелик, поскольку эти месторождения просты по форме и однородны. Массив K также незначителен, поскольку производится учет только одного полезного компонента, следовательно, информационная емкость моделей этого класса месторождений невелика.

Для сложноструктурных, но однокомпонентных залеганий массив Ф достигает значительной величины при некотором увеличении массива K по сравнению с предыдущей группой.

Для группы сложноструктурных многокомпонентных месторождений массивы Ф сравнимы по величине, в то время как массив K значительно расширяется. Информационная емкость геометрических моделей для месторождений этой группы наибольшая.

Информационная емкость моделей, имеющих разные конструктивные и структурные параметры на одних и тех же месторождениях, может быть неодинаковой. Поэтому одним из критериев при выборе способа математического моделирования для решения горно-геометрических задач на ЭВМ является минимум информационной емкости модели в заданных границах точности расчетов.

6.6. ПРОСТЫЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Простые геометрические модели месторождений позволяют представить сложные в действительности формы реальных руд-

ных тел и горных выработок их упрощенными изображениями в виде правильных простых геометрических фигур — параллелепипедов, усеченных конусов и пирамид, призм, а на поперечных сечениях — в виде параллелограммов и трапеций.

Простые геометрические модели широко используются при различных приближенных расчетах, так как позволяют быстро осуществить расчет большого числа вариантов, исследовать влияние тех или иных определяющих факторов, выявить зону, в пределах которой находится оптимальное значение искомой величины, уточняемой при необходимости другими методами.

Большинство известных и широко распространенных формул для определения таких параметров открытой разработки, как коэффициент вскрыши, границы и объемы карьеров, элементы систем открытых разработок, основаны на простых геометрических моделях месторождений.

Область применения простых геометрических моделей ограничивается рудными телами относительно несложной формы, имеющими балл сложности не более 8—12 по методике П. П. Бастана. Чем сложнее месторождение, тем больше погрешность расчетов.

Представим сложный контур рудного тела, полученный в результате геологической разведки месторождения, в виде замкнутого многоугольника. Этот контур (назовем его разведочным) может быть с определенной степенью погрешности заменен более простым, например, имеющим форму трапеции.

Абсолютную погрешность определения площади, которая возникает при замене сложного контура более простым, предлагается определять по следующей формуле:

$$m_S = \frac{L_m}{4N} \sqrt{L^2_p - L^2_m/N}, \qquad (6.2)$$

где L_m — длина (периметр) контура простой модели рудной залежи, м; L_p — разведочный периметр залежи, м; N — число пересечений обоих контуров.

Чем чаще пересекается контур модели с разведочным, тем меньше погрешность модлирования.

Относительная погрешность (%)

$$M_S = m_S S^{-1} \cdot 100, \qquad (6.3)$$

где S — площадь разведочного контура, м².

Наиболее часто рудное тело на поперечном разрезе представляется в виде параллелограмма. *Методика моделирования* в этом случае состоит в следующем:

на поперечном разрезе проводят горизонтальные линии с интервалом между ними, равным одной-двум высотам уступа;

на каждой горизонтали отмечают средние точки, равноуда-

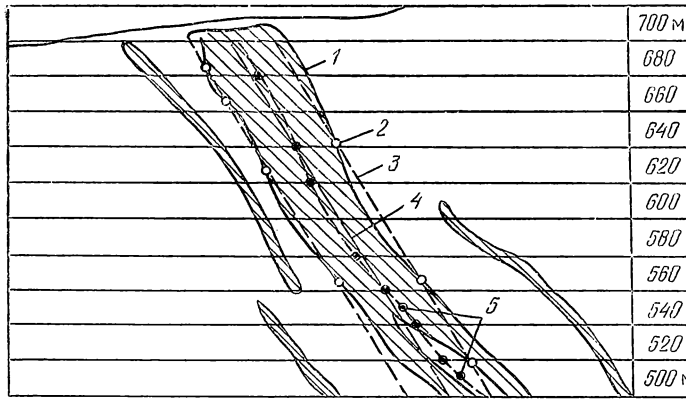


Рис. 6.11. Поперечный разрез железорудной залежи, отрабатываемой Петлинским карьером:

1 — контур залежи; *2* — точка пересечения контуров; *3* — контур простой геометрической модели; *4* — средняя линия простой модели; *5* — средняя линия залежи

ленные от боковых сторон рудного тела, и соединяют ломаной линией (рис. 6.11), которую аппроксимируют прямой линией таким образом, чтобы линия была близка по возможности к наибольшему числу отмеченных точек. Эта прямая будет являться средней линией параллелограмма. Вид уравнения прямой подбирается с помощью метода наименьших квадратов;

на каждой горизонтали замеряют значение мощности и на их основе вычисляют среднюю мощность залежи $\overline{M}$:

$$\overline{M}=\frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} M_i, \qquad (6.4)$$

где n —число замеров (горизонтальных линий);

проводят стороны параллелограмма, т.е. две прямые, параллельные средней линии и удаленные от нее на расстояние $\pm M/2$.

Вычисляют погрешность моделирования по формулам (6.2) и (6.3)*.

Пример моделирования формы рудной залежи бурых железняков.

Аппроксимируем рудное тело, изображенное на рис. 6.11, по предлагаемой методике. Для этого проводим ряд горизонтальных линий с интервалом 20 м. На каждой горизонтальной прямой отметим средние точки, равноудаленные от боков (сторон) рудного тела, и соединяем их ломаной линией.

* В случае совпадения участков контуров залежи и модели величина N определяется по числу пересечений горизонтальных линий с контуром залежи (модели).

Построенную ломаную аппроксимируем прямой, которая в данном случае проходит под углом 120° к горизонтали. Замерим значения мощности по горизонталям. $M_1=55$, $M_2=45$, $M_3=45$, $M_4=46$, $M_5=53$, $M_6=55$, $M_7=47$, $M_8=58$, $M_9=40$, $M_{10}=36$, $M_{11}=25$. и вычислим среднее значение мощности $\overline{M}=42$ м.

Проведем на расстоянии $\pm\overline{M}/2$ две прямые, параллельные средней линии, до отметки 500 м. В итоге получим модель рудного тела в виде параллелограмма.

Оценим, пользуясь изложенной методикой, погрешность, допущенную при моделировании:

$$m_S=\frac{L_m}{4N}\sqrt{\frac{L^2_{\text{р}}-L^2_m}{N}}=1093{,}9\ \text{м}^3;$$

$$M_S=M_S S^{-1}/100=11{,}2\%.$$

Как видно из приведенного примера, месторождения с аналогичными условиями могут быть с достаточной точностью описаны с помощью простых геометрических моделей.

6.7. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ БОРТОВ КАРЬЕРА

Открытые горные выработки, подлежащие моделированию борта карьера в погашенном состоянии, временно нерабочие, законсервированные, а также рабочие борта карьера, горизонтальные, наклонные и крутые траншеи и полутраншеи простого и сложного сечения, насыпи, дамбы, отвалы и т.п. представляют собой искусственные поверхности, формирующиеся в процессе разработки. Их форма зависит прежде всего от природных и технологических условий эксплуатации месторождения.

При их моделировании необходимо иметь в виду следующие моменты.

1. Система координат при моделировании открытых горных выработок должна совпадать с системой координат модели месторождения.

2. Для многовариантной оценки проектных решений модели искусственных поверхностей должны допускать оперативное изменение своих конструктивных параметров.

3. Модели горных выработок должны удовлетворять широкому диапазону горно-геологических условий разработки.

Боковая поверхность карьера, состоящая из горизонтальных и наклонных площадок (берм и откосов уступов) и имеющая сложную ступенчатую форму, с достаточной точностью может быть представлена совокупностью замкнутых контурных кривых, ограничивающих каждый горизонт карьера, или набором продольных и поперечных сечений с указанием конструктивных особенностей погашенного борта.

Таким образом, математическое моделирование карьера как геометрического объекта сводится к описанию его контуров на каждом горизонте в координатах x, y, z. При этом одна из координат (z) соответствует номеру горизонта.

Для моделирования бортов карьера используются *аналитические* и *дискретные методы,* а в качестве исходной информации используются как погоризонтные планы, так и поперечные сечения по карьеру.

Обычно применяются отдельные модели месторождения и карьера. При решении задач в процессе проектирования модель карьера «накладывается» на модель месторождения для вычисления объемов внутри контура карьера. При этом по сравнению с совместным моделированием не только значительно сокращается трудоемкость подготовки информации, но и существенно усиливаются возможности для оперативного использования моделей, изменения параметров карьера, переме-

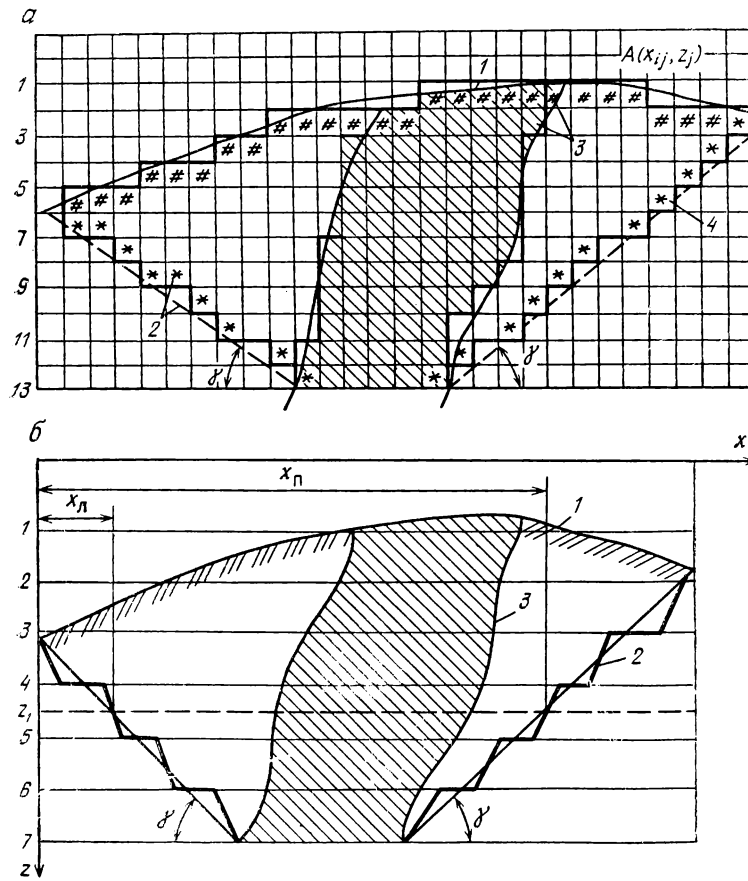


Рис. 6.12. **Цифровые модели контуров карьера:**

а — совместная с моделью месторождения; *б* — раздельная; *1* — дневная поверхность; *2* — контур карьера; *3* — контур рудного тела; *4* — **«меченый» микроблок**

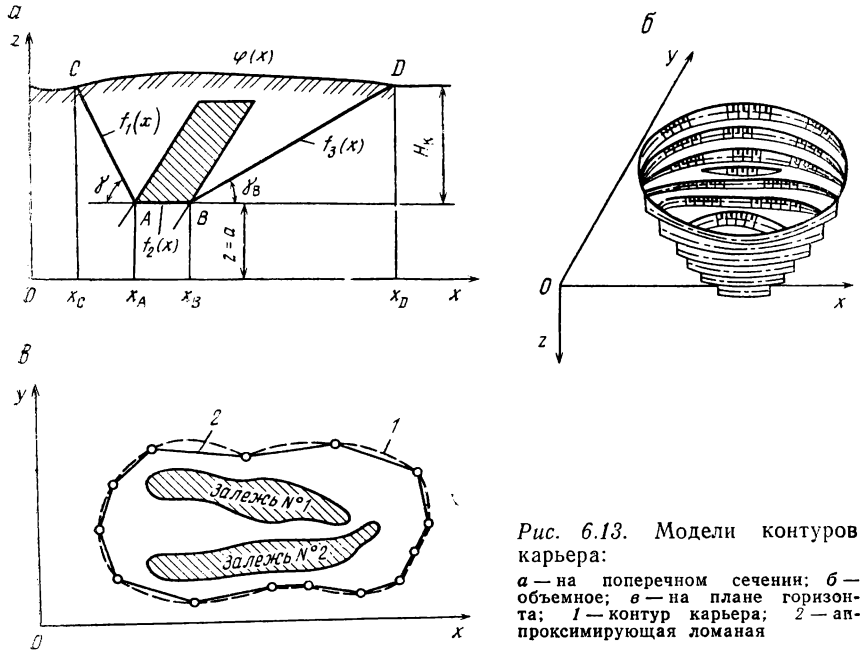


Рис. 6.13. Модели контуров карьера:

а — на поперечном сечении; *б* — объемное; *в* — на плане горизонта; *1* — контур карьера; *2* — аппроксимирующая ломаная

щения его контуров и оценки различных технологических параметров.

Раздельная модель контуров карьера на поперечном разрезе представляет собой совокупность координат правого $x_п$ и левого $x_л$ бортов карьера на каждом из выделенных горизонтов z_i (рис. 6.12).

В приближенных расчетах сложный по конфигурации профиль предельного борта карьера заменяют прямолинейным (рис. 6.13, *а*).

При моделировании на погоризонтных планах горных работ в качестве замкнутого контура горизонта принимается средняя линия граничного откоса уступа (рис. 6.13, *б*).

Криволинейный контур карьера на каждом горизонте аппроксимируется прямолинейными отрезками ломаной (рис. 6.13, *в*). Уравнение отрезка ломаной имеет вид

$$\frac{x - x_i}{x_{i+1} - x_i} = \frac{y - y_i}{y_{i+1} - y_i}, \qquad (6.5)$$

где x, y — координаты вершин ломаной, аппроксимирующей контур карьера на горизонте.

Общей моделью контура карьера будет являться совокупность уравнений замкнутых ломаных, аппроксимирующих контур карьера на всех горизонтах.

6.8. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

Рабочая зона карьера ограничивается конечными или временно нерабочими бортами карьера. По мере отработки месторождения она перемещается в пространстве в соответствии с направлением развития горных работ, которое характеризуется положением разрезной траншеи на каждом горизонте. Направление развития горных работ для принятой системы разработки обычно задается в виде ряда вариантов, подлежащих оценке и сравнению.

По своей форме рабочая зона карьера является совокупностью горизонтальных и наклонных площадок. Поэтому в математической модели она может быть с достаточной степенью точности представлена аналогично промежуточным и конечным бортам карьера линией фронта работ на каждом горизонте, т. е. средней линией или нижней линией откосов уступов. Перемещение рабочей зоны может быть принято дискретным с шагом по вертикали, равным высоте уступа, и горизонтали — с шагом, равным заданной ширине рабочей площадки или выемочного блока. Таким образом, при каждом шаге перемещения фиксируется этап (наклонный слой ломаной формы, объем которого слагается из выемочных блоков, выделяемых линиями фронта работ на каждом горизонте).

Под моделированием рабочей зоны карьера понимается математическое описание контуров участков, на которые разбивается каждый горизонт карьера этапами горных работ, т. е. контуров выемочных блоков. Сначала описываются выемочные блоки на первом горизонте, затем на втором и т. д.

При математическом описании рабочей зоны карьера как геометрической поверхности используются *модели подобия* и *модели трафаретов.*

Модели подобия наиболее просты и компактны. Математическое описание рабочей зоны карьера основано на подобии конфигураций контуров горных работ, ограничивающих на горизонтах разрезную траншею и их участки в пределах одного этапа.

Чтобы определить принадлежность контура к горизонту и этапу горных работ, введем условное обозначение k/j, где k — номер этапа горных работ (горизонт подготовки); k — номер горизонта, на котором находится данный контур (горизонт выемки). Например, 1/1 — контур разрезной траншеи первого этапа на первом горизонте, 2/1 — контур участка второго этапа на первом горизонте (рис. 6.14).

Все точки контура разрезной траншеи на первом горизонте (первый этап работ) удалены от оси разрезной траншеи на расстояние

$$R_{1/1} = B_т/2, \tag{6.6}$$

где $B_т$ — ширина разрезной траншеи, мм.

Точки контура второго этапа горных работ, спроектированные на первый горизонт, удалены от оси разрезной траншеи второго горизонта на расстояние

$$R_{2/1} = B_{р.п} + B_т/2, \tag{6.7}$$

где $B_{р.п}$ — ширина рабочей площадки с учетом горизонтальной проекции откоса уступа, мм.

Для j-го горизонта k-го этапа горных работ это расстояние определяется по формуле

$$R_{k/j} = B_{р.п}(k - j) + B_т/2. \tag{6.8}$$

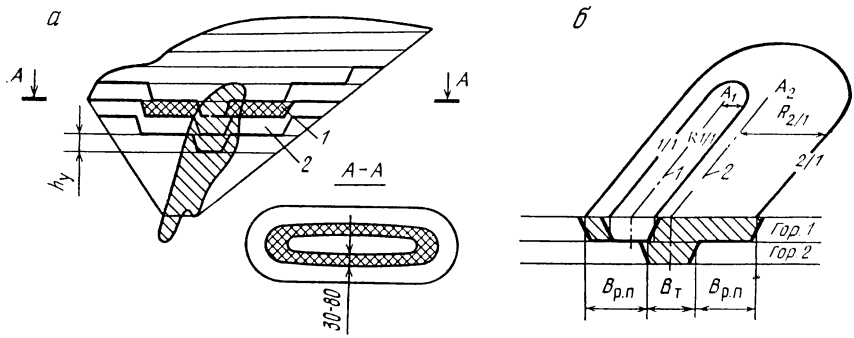


Рис. 6.14. Математические модели рабочей зоны карьера:
а — рабочая зона карьера (*1* — выемочный блок; *2* — этап горных работ); *б* — развитие горных работ на горизонте (*1, 2* — оси разрезных траншей первого и второго горизонтов соответственно)

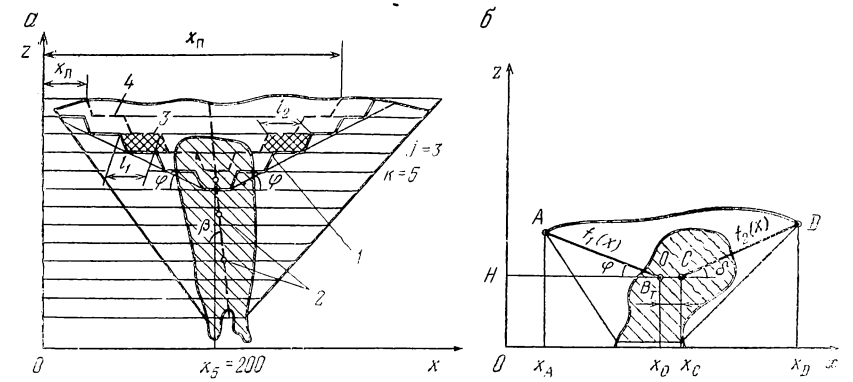


Рис. 6.15. Модели рабочей зоны:
а — на горизонтах карьера; *б* — на поперечном разрезе в целом; *1* — граница 5-го этапа; *2* — координаты понижения горных работ; *3* — выемочный блок; *4* — граница 4-го этапа

Для *моделирования рабочей зоны карьера на поперечном разрезе* достаточно задать в масштабе чертежа координаты центров разрезной траншеи на каждом горизонте (т. е. направление понижения горных работ), ширину рабочей площадки и разрезной траншеи. Тогда координаты контуров участков $x_{k/j}$, ограничивающих этап горных работ на разрезе, определяются по выражению

$$x_{k/j} = x_k \pm [B_т/2 + B_{р.п}(k-j)], \qquad (6.9)$$

где x_k — координаты центра разрезной траншеи на горизонте подготовки k, мм.

Например, разрезная траншея шириной $B_т = 16$ мм расположена на пятом сверху горизонте (рис. 6.15, *а*), тогда $k=5$, $x_k = 200$ мм. Предельные координаты контуров пятого этапа горных работ на третьем сверху горизонте ($j=3$) с учетом, что $B_{р.п}=25$ мм, численно будут иметь следующие значения:

$$x'_{5/2} = 200 + [16/2 + 25(5-3)] = 258 \text{ мм};$$
$$x''_{5/2} = 200 - [16/2 + 25(5-3)] = 142 \text{ мм}.$$

Как видно из рис. 6.15, *а*, ширина выемочного блока на горизонте может быть переменной. Она зависит прежде всего от принятого направления понижения горных работ.

Ширина участков выемочного блока $l_1 = l_2$ при вертикальном понижении рабочей зоны, во всех других случаях $l_1 > l_2$ или $l_1 < l_2$.

Как и контуры карьера, рабочая зона может быть охарактеризована углом ее откоса φ. В простейшем случае угол откоса рабочей зоны рассчитывается по выражению

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{h_у}{B_{р.п} + h_у \operatorname{ctg} \alpha}, \qquad (6.10)$$

где $h_у$ — высота уступа, м; α — угол откоса рабочего уступа, градус.

Тогда в направлении, совпадающем с направлением углубки, ширина выемочного блока l_2 будет определяться по соотношению

$$l_2 = h_у(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta), \qquad (6.11)$$

в противоположном направлении

$$l_1 = h_у(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\beta), \qquad (6.12)$$

где β — направление понижения горных работ с горизонта на горизонт ($\beta \leqslant 90°$).

Основываясь на вышеизложенных рассуждениях, можно описать откосы рабочей зоны карьера в виде наклонных прямых с помощью формул аналитической геометрии (рис. 6.15, *б*).

Обозначим через $\operatorname{tg}(\pi-\varphi)$, $\operatorname{tg}\delta$ угловые коэффициенты рабочих бортов карьера по висячему и лежачему бокам залежи соответственно; H — расстояние от дна до нижнего вскрытого горизонта; x_0 — координата x точки пересечения рабочего борта карьера по висячему боку с линией нижнего вскрытого горизонта.

Заданием x_0 и H однозначно определяется положение рабочих бортов карьера при заданных углах их откоса и заданной ширине дна разрезной траншеи.

Уравнениями рабочих бортов по висячему и лежачему бокам залежи будут:

$$z = f_1(x) = -x\operatorname{tg}\varphi + x_0\operatorname{tg}\varphi + H; \tag{6.13}$$

$$z = f_2(x) = x\operatorname{tg}\delta - (x_0 + B_т)\operatorname{tg}\delta + H; \tag{6.14}$$

$$z = \begin{cases} f_1(x), & \text{при } x_A \leqslant x < x_0, \\ f_2(x), & \text{при } x_G < x \leqslant x_D, \\ H, & \text{при } x_0 \leqslant x_C, \end{cases}$$

$z = H$ — уравнение дна разрезной траншеи на нижнем вскрытом горизонте.

При *объемном моделировании рабочей зоны карьера* используются погоризонтные планы горных работ, а в расчет вовлекаются математические модели горизонтов месторождения.

В основу объемной модели рабочей зоны заложены те же принципы ее формирования, что и при решении плоской задачи на поперечных разрезах. По соотношению (6.8) каждый горизонт карьера разделяется на выемочные блоки. Контуры выемочных блоков, подобные по конфигурации разрезной траншее, разделяются на взаимно пересекающиеся фигуры: круги с центрами в вершинах ломаной оси разрезной траншеи и четырехугольники с вершинами в точках касания касательных между соседними окружностями (рис. 6.16). Контуры кругов описываются уравнением окружности

$$R^2_{k/j} - (x - x_{A/i})^2 - (y - y_{A_i})^2 = 0, \tag{6.15}$$

где x_{A_i} и y_{A_i} — координаты ломаной оси разрезной траншеи.

Координаты вершин четырехугольников (точки касания прямых с окружностями) определяются следующим образом. Для определения координат четырехугольника *1—2—3—4* вычисляется угловой коэффициент прямой *1—2* по формуле

$$\rho = (x_{A_2} - x_{A_1})/(y_{A_2} - y_{A_1}). \tag{6.16}$$

Вычисляются координаты точек пересечения прямой *1—2* с первой окружностью с центром в точке A_1 по формулам:

$$y = y_{A_1} = \rho(x - x_{A_1}); \tag{6.17}$$

$$R^2_{k/j} - (x - x_{A_1}) - (y - y_{A_1})^2 = 0. \tag{6.18}$$

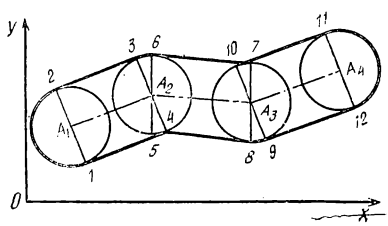


Рис. 6.16. Схема к аналитическому моделированию контура выемочного блока

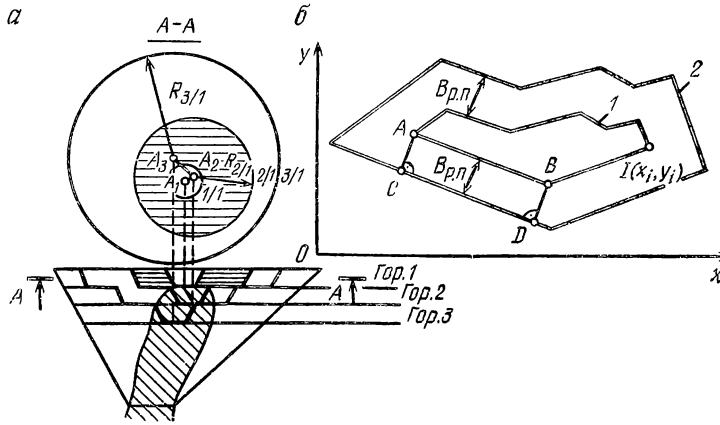


Рис. 6.17. Модели контуров выемочных блоков:
а — при подготовке новых горизонтов котлованами; *б* — подобие контуру вскрывающей выработки; *1* — исходный контур; *2* — искомый контур

Определяются координаты точек пересечения прямой *3—4* со второй окружностью с центром в точке A_2 (угловой коэффициент прямой *4—3* равен угловому коэффициенту прямой *1—2*) по формулам:

$$y - y_{A_2} = \rho\,(x - x_{A_2});$$
$$R^2_{k/j} - (x - x_{A_2})^2 - (y - y_{A_2})^2 = 0.$$

Аналогично определяются координаты вершин всех четырехугольников, а их стороны описываются уравнениями отрезков. Таким образом, контур выемочного блока моделируется совокупностью дуг окружностей с центрами в вершинах ломаной оси разрезной траншеи и уравнениями касательных к ним.

При подготовке новых горизонтов котлованами рабочая зона имеет вид конуса, а выемочные блоки имеют вид кругов или колец (рис. 6.17, *а*). Линия фронта работ (контуры выемочных блоков $R_{k/j}$) в этом случае описывается с помощью канонического уравнения окружности

$$R^2_{k/j} - (x - x_k)^2 - (y - y_k)^2 = 0$$

при

$$R_{k/j} = B_к/2 + B_{р.п}(k-j), \qquad (6.19)$$

где $B_к$ — ширина пионерного котлована, мм; x_k, y_k — координаты центра котлована при подготовке горизонта k.

Рассмотренные модели рабочей зоны используются для ориентировочных расчетов при исследовании главных параметров карьеров. При уточнении параметров рабочей зоны и исследовании вариантов отработки участков карьерного поля используются *модифицированные модели подобия*, основанные на задании контура разрезной траншеи или котлована в виде неправильных многоугольников или функциональных зависимостей. Тогда контуры выемочных блоков на горизонте при понижении горных работ будут описываться рядом многоугольников или функциональных зависимостей, удаленных друг от друга на расстояние $B_{р.п}$, подобных по конфигурации вскрывающей выработке. В простейшем случае (рис. 6.17, *б*) для нахождения уравнения отрезка прямой CD, сдвинутого относительно опорной линии AB на некоторую величину $B_{р.п}$, необходимо определить координаты точек C и D. Их значения определяются по формулам:

$$x_{C(D)} = x_{A(B)} + \frac{(y_A - y_B)\, B_{р.п} k}{\sqrt{(y_B - y_A)^2 + (x_B - x_A)^2}}; \qquad (6.20)$$

$$y_{C(D)} = y_{A(B)} + \frac{(x_B - x_A)\, B_{р.п} k}{\sqrt{(y_B - y_A)^2 + (x_B - x_A)^2}}, \qquad (6.21)$$

где x_A, x_B, y_A, y_B — координаты контура траншеи, котлована; k — номер этапа, которому принадлежит рассматриваемый контур ($k = 1, 2, 3, \ldots$).

Совокупность отрезков, удаленных от начального контура на расстояние $B_{р.п}$, описывает контур промежуточного положения горных работ на горизонте. Координаты линии фронта работ, описываемого непрерывными функциями, могут сдвигаться относительно его начального положения аналогичным образом или с помощью специально разработанных алгоритмов.

В случае, когда величина подвигания фронта работ l неодинакова по направлениям, задаются некоторые параметры изменения ширины выемочных блоков. Неравномерное подвигание фронта работ может быть задано с помощью эллипса, смещенный центр которого перемещается по границе выемочного блока или подготовительной выработки. Таким образом, горизонт разбивается на ряд зон, характеризующихся неодинаковой скоростью подвигания горных работ по периметру карьера.

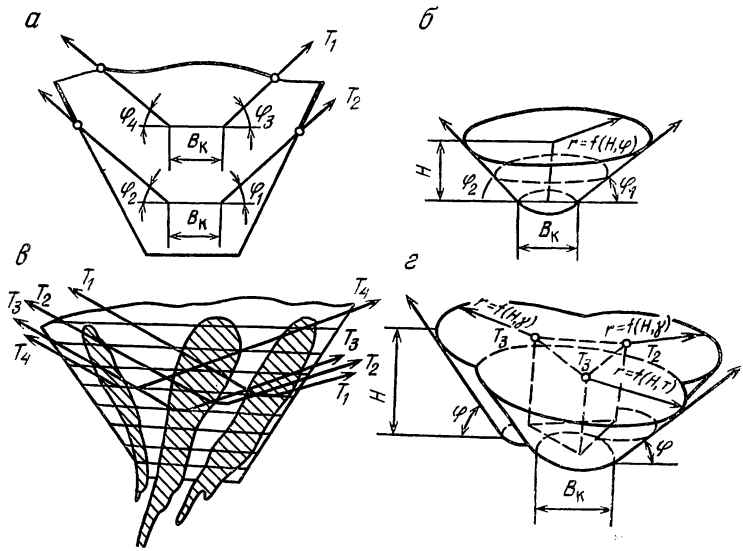


Рис. 6.18. Элементарные трафареты рабочей зоны (*а* — плоский; *б* — объемный) и примеры использования трафаретов T_1, T_2, T_3, T_4 (*в*, *г*)

Модели трафаретов основаны на аналитических зависимостях, аналогичных описанным выше.

Элементарным трафаретом рабочей зоны (объемным или плоским) назовем поверхность (или сечение вдоль оси вращения) усеченного конуса с размерами нижнего основания, равными ширине подготовительной выработки, и углом наклона образующей, равным углу откоса рабочей зоны карьера (рис. 6.18, *а*, *б*). Высота такого трафарета является переменной и зависит от глубины ведения горных работ. Если образующая элементарного трафарета (откос рабочей зоны) пересекает линию конечных контуров карьера или линию дневной поверхности, которые выступают в виде ограничивающих, то линии рабочих уступов и или ее участки заменяют линиями конечных контуров (на рис. 6.18, *а*, *б* выделены жирной линией). С помощью моделей, представляющих собой объединение элементарных трафаретов рабочей зоны, возможно моделирование разработки сложных залежей, при этом профиль и конфигурация рабочей зоны карьера могут иметь произвольную форму. Пересечение плоских трафаретов рабочей зоны, описанное с помощью аналитических зависимостей, позволяет исследовать параметры рабочей зоны по глубине карьера (рис. 6.18, *в*). При моделировании поверхности рабочей зоны сложной конфи-

гурации используются ее объемные трафареты, пересечение которых позволяет оценить развитие горных работ в плане (рис. 6.18, *г*).

Композиционные модели рабочей зоны карьера. Модели рабочей зоны, рассмотренные выше, предусматривают равномерное подвигание фронта горных работ, что, однако, расходится с реальными условиями текущего планирования работы карьеров. В течение каких-то малых сроков работы карьера фронт горных работ на некоторых участках может оставаться на месте, на других — интенсивно перемещаться в плане. Линия фронта работ получается сложной по конфигурации и не может быть описана с помощью подобия и трафаретов рабочей зоны.

Наилучшими являются композиционные модели, которые предусматривают деление карьерного поля на ряд участков, что позволяет с большой точностью описывать фронт работ сложной конфигурации. Композиционные модели удобны при анализе подвигания горных работ в различных направлениях (как по глубине, так и в плане), позволяют комплексно учитывать технологические и горно-геологические особенности разработки каждого конкретного месторождения.

Одна из наиболее распространенных методик *годового планирования горных работ* разработана И. Б. Табакманом. Рабочая зона разбивается на ряд секторов, как это показано на рис. 6.19, и в каждом из них исследуется подвигание фронта работ на всех уступах.

Возможно моделировать не только кольцевые, но и системы разработки с продольным и поперечным перемещением фронта работ, которые имеют сложную конфигурацию (см. рис. 6.19, *а, б*). Взаимоувязка движения горных работ на рабочих горизонтах производится по технологическим условиям разработки и применяемого вида транспорта. Опережение уступов в смежных участках не должно превосходить допустимой величины по условиям применяемой техники и технологии.

Наиболее просто положение всех участков задается с помощью ориентированных отрезков — следов взаимопересечения разграничительных плоскостей и поверхности самого верхнего горизонта.

Таким образом, математическая модель участков рабочей зоны карьера представляет собой совокупность уравнений ориентированных отрезков, которые совместно с математической моделью месторождения и моделью контуров карьера являются базой для имитации неравномерного подвигания горных работ по разным направлениям на каждом горизонте.

Характеристики перемещения рабочей зоны получают с помощью анализа участков горизонтов карьеров. Для этого дискретное перемещение фронта горных работ описывается уравне-

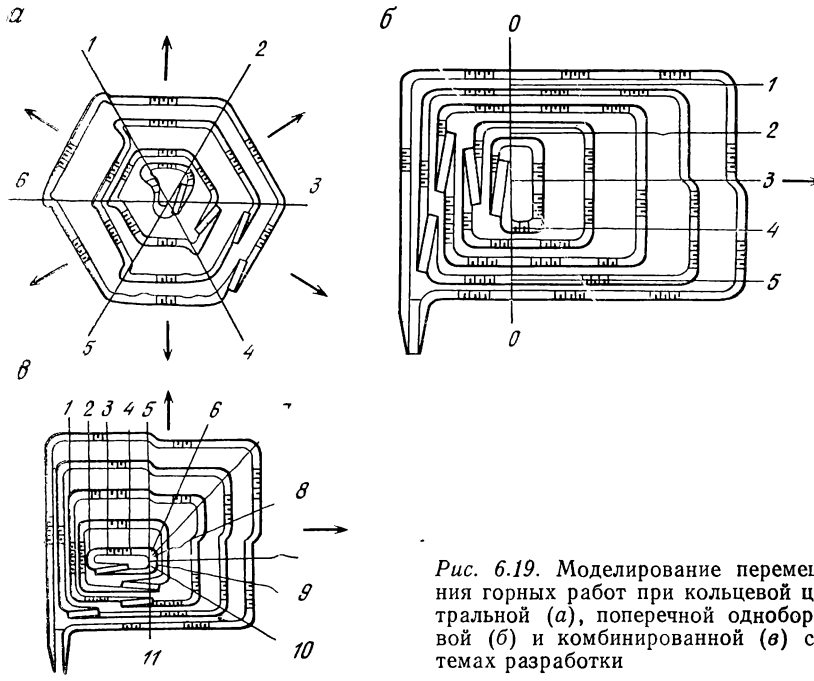


Рис. 6.19. Моделирование перемещения горных работ при кольцевой центральной (*а*), поперечной однобортовой (*б*) и комбинированной (*в*) системах разработки

ниями прямых (в торцевых участках — дугами и окружностями). Шаг перемещения фронта работ ΔV_{Φ} принимается равным ширине буровой заходки.

Контрольные вопросы

1. Дайте общее понятие о графических и математических моделях объектов горного производства.
2. Дайте характеристику объектов математического моделирования горного производства.
3. Сущность и примеры применения геоинформационного метода математического моделирования.
4. Что такое геоинформационная плотность математических моделей месторождений?
5. Какие формы представления имеют математические модели месторождения?
6. Дайте краткую характеристику математическим моделям месторождений.
7. Сущность условий применения и погрешность простых математических моделей месторождений.
8. Способы математического моделирования бортов карьера.
9. Способы моделирования рабочей зоны карьера.

7. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

7.1. ОСНОВЫ ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА КАРЬЕРОВ

Рабочая зона карьера, в которой производится выемка пустых пород и полезного ископаемого, формируется и перемещается в пространстве (рис. 7.1) в соответствии с принятыми способами вскрытия, системой разработки и направлением развития горных работ. Конструкция и размеры рабочей зоны, направление и скорость ее перемещения определяют во многом интенсивность и эффективность разработки месторождения, так как от динамики рабочей зоны зависит распределение по годам эксплуатации карьера объемов добычи руды и выемки вскрыши и, следовательно, распределение затрат и прибылей и их дисконтированные суммы.

Поэтому в процессе проектирования карьеров, при решении многих технологических задач и обосновании оптимальных параметров горных работ необходимо определение оптимального варианта формирования рабочей зоны и наилучшего распределения во времени объемов добычных и вскрышных работ в контуре карьера или его этапа. Для этого выполняется горно-геометрический анализ карьерного поля, т. е. устанавливается зависимость поэтапных объемов вскрыши V и полезного ископаемого P от глубины карьера: $P,\ V=f(H)$. Его результаты служат основой для составления календарных планов, т. е. зависимости годовых объемов вскрыши V_t и полезного ископаемого P_t от времени их выемки: $P_t,\ V_t=f(T)$, а они, в свою очередь, используются для подсчета затрат и, следовательно, для экономического сравнения и оптимизации технических решений.

Например, различные технологические схемы (цикличная, циклично-поточная, с автомобильным или железнодорожным транспортом) существенно влияют на конструкцию и динамику рабочей зоны (в том числе на ширину рабочих площадок, число рабочих уступов) и поэтому различаются не только величиной годовых затрат, но и распределением общих затрат по годам. Поэтому для их экономической оценки и сравнения необходимо для каждой оцениваемой схемы сделать горно-геометрический анализ и на его основе получить календарный план. Затем, имея календарное распределение объемов работ, подсчитать для каждой схемы ежегодные затраты и прибыли, которые послужат основой для выбора оптимального варианта.

Таким образом, горно-геометрический анализ — это метод определения поэтапных объемов вскрыши и полезного ископаемого, извлекаемых при ведении горных работ с заданными параметрами, в зависимости от места их нахождения в контуре карьера, главным образом, от глубины карьера (для крутых и

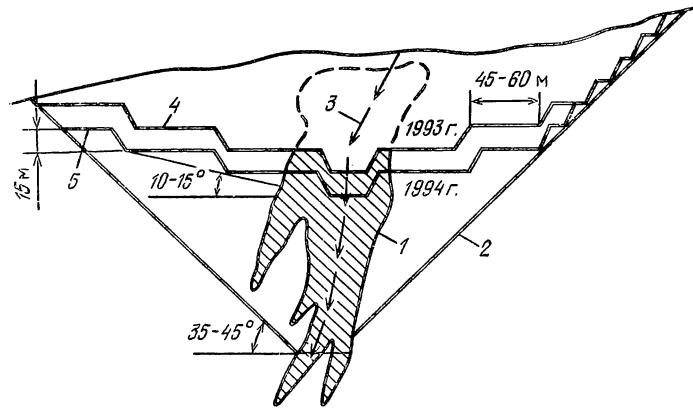


Рис. 7.1. Поперечное сечение по карьеру:
1 — рудная залежь; *2* — контур карьера; *3* — направление развития горных работ; *4, 5* — последовательные этапы развития рабочей зоны карьера

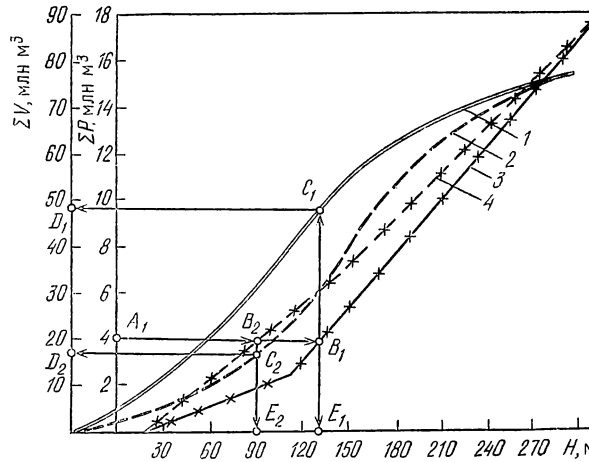


Рис. 7.2. Зависимость нарастающих объемов вскрыши ΣV и полезного ископаемого ΣP от глубины карьера H при двух вариантах развития рабочей зоны в карьере:
1 — ΣV_1 при $\varphi=0$; *2* — ΣV_2 при $\varphi=25°$; *3* — ΣP_1; *4* — ΣP_2

наклонных залежей) или от границы карьера в плане (для горизонтальных и пологих залежей).

Результаты горно-геометрического анализа могут быть представлены в виде графиков $\Sigma V, P=f(H)$ или $\Sigma V=f(\Sigma P)$ (рис. 7.2), а также в виде таблиц различной формы (например, табл. 7.1).

В табл. 7.1 в горизонтальных строках показаны объемы в горизонтальных слоях. Например, в слое — 30 объем вскрыши 1880 тыс. м³, руды 1120 тыс. м³.

Таблица 7.1

Таблица распределения объемов вскрыши и руды по горизонтам и этапам разработки

Горизонты выемки вскрыши и добычи руды (горизонтальный слой), м	Горизонты подготовки (вскрытия), м						Объем в горизонтальном слое, тыс. м³	Нарастающий объем в горизонтальных слоях, тыс. м³
	—15	—30	—45	—60	—75	ниже горизонта —75		
—15	210/—	450/200	590/290	500/325	280/265	—/—	2030/1080	2030/1080
—30	—/—	180/15	600/205	390/470	390/330	320/100	1880/1120	3910/2200
—45	—/—	—/—	140/45	535/405	485/370	620/200	1780/1020	5690/3220
—60	—/—	—/—	—/—	165/20	435/375	1112/555	1712/850	7420/4170
—75	—/—	—/—	—/—	—/—	180/—	1420/870	1600/870	9002/5040
Объем в наклонном слое (этапе), тыс. м³	210/—	630/215	1330/540	1590/1220	1770/1340	3472/1725	—	—
Нарастающий итог объемов наклонных слоев, тыс. м³	213/—	840/215	2170/755	3760/1975	5530/3315	9002/5040	—	—

Примечание. В числителе приведены данные по вскрыше, в знаменателе — по руде.

В вертикальных графах показаны объемы в наклонных слоях. Например, в вертикальной графе — 60 приведены объемы в слое, выделенном на рис. 7.1 жирной линией. Объем вскрыши в этом слое равен 1590 тыс. м³. Он является суммой объемов 500, 390, 535, 165 тыс. м³, вычисляемой на лежащих выше горизонтах до нулевой отметки.

По данным табл. 7.1 могут быть построены графики режима горных работ и вычислены значения слоевого, среднего и текущего коэффициентов вскрыши в зависимости от глубины карьера. Из рис. 7.2 видно, что для добычи 4 млн м³ руды необходимо при первом варианте развития горных работ удалить 48 млн м³ вскрыши ($A_1B_1C_1D_1$) и углубить карьер до отметки 130 м ($A_1B_1E_1$), а при втором варианте — лишь 18 млн м³ вскрыши ($A_1B_2C_2D_2$) и углубить карьер до отметки 90 м ($A_1B_2E_2$). Из рис. 7.3 также следует, что при различных углах наклона рабочего борта карьера необходимо удалить из карьера различные объемы вскрыши для добычи одного и того же объема руды. В практике проектирования получили распространение различные ручные методы горно-геометрического анализа (А. И. Арсентьева, В. В. Ржевского и др.). Для учебных и приближенных расчетов используется менее трудоемкий и обеспечивающий допустимую для сравнения вариантов погрешность расчетов линейный метод (В. С. Хохрякова) горно-геометрического анализа на поперечном сечении.

Однако большая трудоемкость графических построений, измерений и вычислительных операций при ручных традиционных методах горно-геометрического анализа не позволяет оценивать достаточное число вариантов и ограничивает его применение в проектной практике.

Применение ЭВМ позволяет не только значительно (в десятки раз) сократить длительность вычислений и увеличить число оцениваемых вариантов и учитываемых горизонтов, но

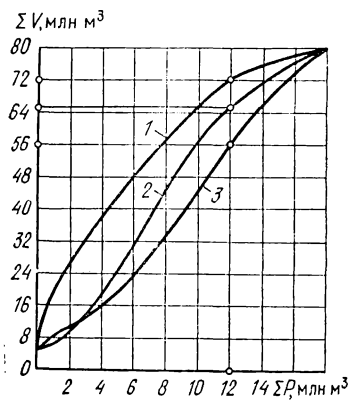


Рис. 7.3. График горно-геометрического анализа

1, 2, 3 — соответственно при угле наклона рабочего борта $\gamma_р$, равном 0, 15 и 25°

и оперативно вносить необходимые коррективы и производить дополнительные перерасчеты.

Горно-геометрический анализ с применением ЭВМ основан на использовании математических моделей месторождений, карьера и рабочей зоны. Математическая модель месторождения отражает геометрию структурных составляющих месторождения (залежей, сортов руд, видов пород) и распределение качественных признаков. Модель карьера представляет борта карьера по конечным или промежуточным контурам. Модель рабочей зоны представляет рабочие борта карьера и их динамику, т. е. формирование и перемещение рабочей зоны внутри контура карьера.

Все модели ориентированы в трехмерном пространстве с единой координатной системой x, y, z, что является необходимым условием их совместного использования. Математические модели служат базой для составления комплекса программ, посредством которых проводится на ЭВМ горно-геометрический анализ.

Различные системы программ отличаются конструкциями моделей месторождений, карьера и рабочей зоны, алгоритмами, требованиями к исходной информации и формой результатов расчета, технико-экономическими показателями и условиями применения.

Простейшие программы используются лишь для массовых расчетов объемов горных работ, динамика которых предварительно нанесена на погоризонтные планы или поперечные разрезы и закодирована соответствующим образом для преобразования графической информации в числовую. В ЭВМ вводится вначале заранее подготовленная информация о месторождении и контурах карьера, а затем информация о динамике горных работ исследуемого варианта. В результате расчетов на печать выдается таблица распределения объемов руды и вскрыши по горизонтам и этапам (см. табл. 7.1). Программы такого вида требуют чрезмерных затрат на подготовку информаций.

В более совершенных программах на погоризонтных планах или поперечных сечениях задаются лишь линии направления понижения горных работ, а остальные параметры (например, ширина разрезной траншеи, рабочей площадки) вводятся в числовой форме.

Модель развития горных работ, построенная в аналитической форме, вводится независимо от моделей месторождения и карьера, а также от исходных данных по развитию горных работ. В результате расчетов выдаются поэтапные показатели (объемы, площади, длины фронта и др.) для всех заданных вариантов направлений понижения горных работ, ширины площадки и др.

Оценка и выбор вариантов осуществляются вручную. В этой

системе программ процесс развития работ в карьере рассматривается как последовательная дискретная смена одного фиксированного положения рабочей зоны карьера в пространственной системе координат другим: по вертикали на высоту уступа, а в горизонтальном направлении — на ширину заданных и различных на разных горизонтах площадок. Каждая такая смена положения карьера в пространстве называется этапом горных работ в карьере, в плоскости горизонта — участком этапа на горизонте карьера.

Модели развития горных работ позволяют изменять скорость подвигания горных работ на каждом из горизонтов карьера при одновременном их углублении, останавливать горные работы на одном из бортов карьера (оставлять временно нерабочий борт) и т. д. Погрешность подсчета запасов и объемов горных работ, как правило, не превышает допустимой по нормам технологического проектирования. Еще более высокий уровень программ позволяет решать оптимизационные задачи и находить оптимальные (в соответствии с принятым критерием) направления развития горных работ и формирования рабочей зоны, параметры карьера, рабочей зоны и другие параметры и показатели открытых горных работ.

Горно-геометрический анализ карьерного поля при разработке крутых и наклонных месторождений чаще всего используется для решения различных технологических задач. Например, при заданном направлении развития горных работ W и параметрах системы разработки — ширине рабочей площадки B и высоте уступа L посредством горно-геометрического анализа находится распределение поэтапных объемов вскрыши V и полезного ископаемого P по мере увеличения глубины карьера, т. е. находится зависимость P, $V=f(H)$, выражаемая в табличной форме. Затем данные горно-геометрического анализа при заданном годовом понижении горных работ Y преобразуются в календарный план P_t, $V_t=f(T)$, который подвергается экономической оценке, а ее результаты служат основанием для принятия решения о конечной глубине $H_к$ карьера, о целесообразной скорости понижения горных работ Y и т. д. Другими словами, эта задача может быть сформулирована в следующих вариантах.

Вариант . . .	1	2	3	4
Заданные параметры	W, B, h	B, h, $H_к$	$H_к$, W	W, B, h, $H_к$
Искомые параметры	V, $P=f(H)$			
Оценка вариантов по параметру . .	$H_к$	W	B, h	P, $V=f(H)$

7.2. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ПО МЕТОДУ А. И. АРСЕНТЬЕВА ДЛЯ КРУТЫХ И НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

При расчетах объемов полезного ископаемого и пустых пород в сложных условиях залегания необходимая точность расчетов достигается в том случае, если использовать не поперечные разрезы, а выполненные на кальке погоризонтные планы карьерного поля с нанесенными на них геологическими данными и контурами карьера. На этих планах соответственно принятым способу вскрытия и элементам системы разработки наносят линии фронта работ, положение которых обеспечивает вскрытие и подготовку лежащих ниже уступов при сохранении минимальной ширины рабочих площадок. Эти линии соответствуют положению нижних бровок рабочих уступов. Работа выполняется последовательно, начиная с нижнего рассматриваемого горизонта карьера. Для неглубоких карьеров с небольшим сроком службы анализ начинают с дна карьера. Для глубоких карьеров анализируют лишь верхние горизонты, отрабатываемые в пределах 10—15-летнего срока, так как высокая точность расчетов в этом случае не оправдывается при большом сроке службы карьера. На плане карьера (рис. 7.4) и на погоризонтных планах уступы показываются одной линией, которая соответствует положению нижней бровки уступа. На каждом погоризонтном плане должны быть показаны залежь полезного ископаемого, контур дна въездной траншеи, контур дна разрезной траншеи и направление развития фронта работ. Въездные траншеи вычерчивают в соответствии с принятой схемой вскрытия, а разрезные — в соответствии с принятым направлением развития горных работ, обеспечивающим быстрейший доступ к залежи.

Объем работ по подготовке новых горизонтов виден из поперечного сечения карьера (рис. 7.5). Для подготовки нового горизонта необходимо на данном горизонте провести разрезную траншею и на всех лежащих выше горизонтах подвинуть фронт на величину, обеспечивающую создание необходимого резерва подготовленных и готовых к выемке запасов, а также сохранение рабочих площадок на нижних горизонтах. Из рис. 7.4 видно, что подготовка гор. +15 м состоит в проведении разрезной траншеи на этом же горизонте. Для подготовки гор. —30 м необходимо на этом же горизонте пройти разрезную траншею, а на гор. —15 м отогнать фронт на расстояние, обеспечивающее проведение траншеи на гор. —30 м. При этом объем работ по подготовке новых горизонтов будет минимальным, а угол наклона рабочего борта будет максимальным. Линии фронта работ удобнее обозначать двумя цифрами, первая из которых означает горизонт горных работ,

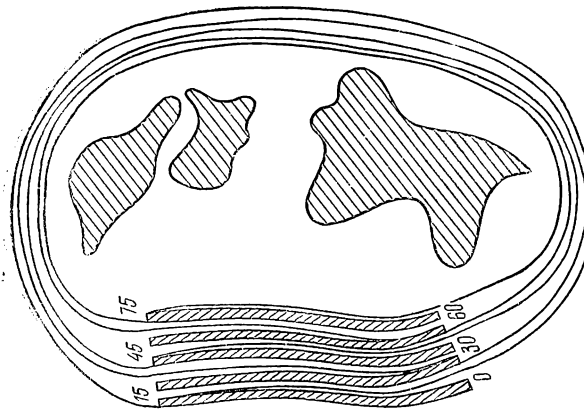


Рис. 7.4. План карьера на момент погашения с трассой капитальных траншей

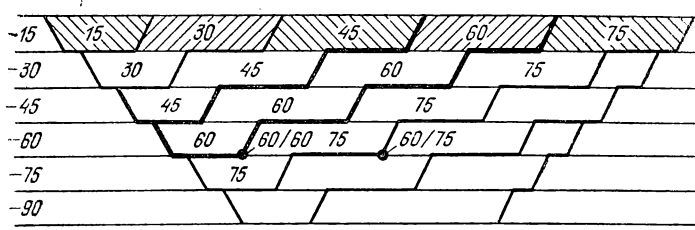


Рис. 7.5. Поперечное сечение по карьеру с текущими контурами горных работ

а вторая — горизонт подготовки. Например, на гор. —60 м линия фронта, обеспечивающая подготовку этого горизонта, обозначена цифрами 60/60, а линия фронта работ на этом горизонте, обеспечивающая подготовку нижнего горизонта (гор. —75 м), обозначена цифрами 60/75 и т. д.

Порядок выполнения работ при горно-геометрическом анализе следующий.

1. На плане нижнего горизонта (например, гор. —75 м) вычерчивают въездную (с гор. —60 м) и разрезную траншеи, что соответствует первоначальной линии фронта работ. Объем горных работ на этом горизонте равен объему въездной и разрезной траншей.

2. На плане следующего верхнего горизонта (гор. —60 м) должны быть показаны контуры въездной и разрезной траншеи, обеспечивающие подготовку этого горизонта, а также линия фронта работ 60/75 (линия $A'B'C'$), которая обеспечивает подготовку нижнего горизонта (гор. —75 м). Это условие будет обеспечено, если линия $A'B'C'$ фронта работ на гор. —60 м будет опережать линию ABC фронта работ на гор. —75 м на ширину рабочей площадки и ширину горизонтальной проекции откоса уступа. Чтобы установить положение линии $A'B'C'$,

совместим по координатам планы гор. —60 м и гор. —75 м и проведем на плане гор. —60 м линию 60/75, отступив от линии 75/75 в сторону развития горных работ на величину

$$B_0 = B_{р.п} + h \operatorname{ctg} \alpha, \qquad (7.1)$$

где $B_{р.п}$ — минимальная ширина рабочей площадки, м; h — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, градус.

Изгибы линии фронта работ должны соответствовать допустимому радиусу трассы принятого вида транспорта. Это условие удобно проверять, пользуясь специальной палеткой из прозрачного материала. Таким образом, на плане гор. —60 м будут показаны въездная и разрезная траншеи, необходимые для подготовки этого горизонта, и линия фронта работ $A'B'C'$, обеспечивающая подготовку нижнего горизонта (гор. —75 м). Пунктиром показано положение горных работ на гор. —75 м, которое видно при совмещении планов (рис. 7.6).

3. На плане следующего верхнего горизонта (гор. —45 м) наносят линии фронта работ, обеспечивающие подготовку гор. —45 м и возможность подготовки гор. —60 м и гор. —75 м. Для этого накладывают кальку с планом гор. —45 м на план гор. —60 м. Затем, отступая от линии $A'B'C'$ на расстояние B_0, проводят линию $A''B''C''$, которая показывает, в каком положении должна находиться линия фронта работ на гор. —45 м, чтобы обеспечить возможность подготовки гор. —75 м. Аналогично наносят линии фронта работ на все остальные погори-

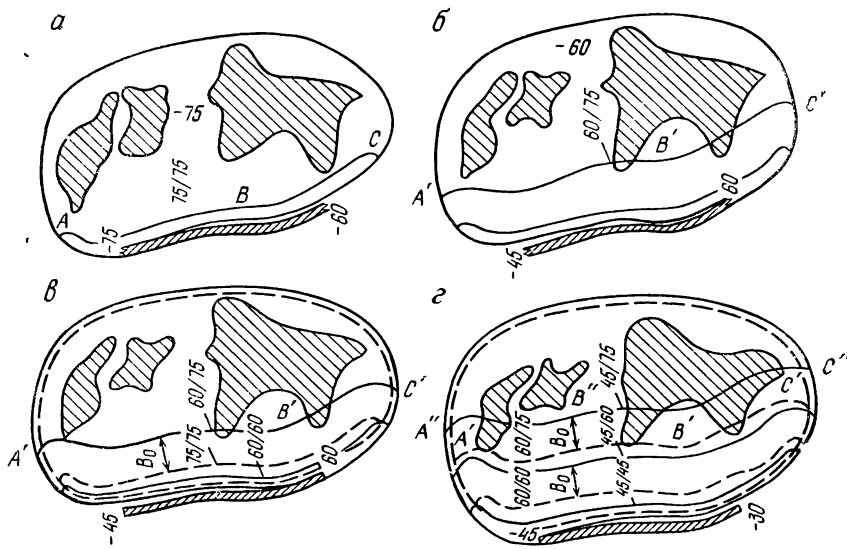


Рис. 7.6. Планы развития горных работ:
а — на гор. — 75 м; *б, в* — на гор. — 60 м; *г* — на гор. — 45 м

зонтные планы. Таким образом, каждый погоризонтный план оказывается разбитым на участки, обозначенные отметками тех горизонтов, для подготовки которых необходимо отработать эти участки на данном горизонте. Площади всех участков на каждом погоризонтном плане с разделением по видам вскрышных работ и сортам полезного ископаемого замеряют планиметром.

В результате построений и расчетов объемов составляется таблица распределения объемов вскрыши и руды по горизонтам и этапам разработки, удобная для горно-геометрического анализа сложноструктурных многокомпонентных месторождений (табл. 7.1).

7.3. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ ПО МЕТОДУ В. В. РЖЕВСКОГО ДЛЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ

Исходным материалом являются топографические планы с нанесенными изомощностями пород и полезного ископаемого и границами карьера. Для каждого из возможных вариантов развития горных работ устанавливают начальное положение фронта работ, ряд промежуточных положений и конечное. Для каждого положения фронта работ $L_ф$ определяют извлекаемые объемы вскрыши и полезного ископаемого при подвигании фронта на единицу длины, т. е. находят элементарные приращения объемов, с помощью которых строится график режима. Порядок выполнения работ следующий.

1. Согласно принятому направлению развития горных работ карьерное поле разбивается серией параллельных линий, которые фиксируют этапы работ. Число линий в простых условиях равно 6—8. В сложных условиях число линий равно 10—15 и более. Линии проводят через одинаковый интервал (рис. 7.7).

2. Фронт работ на каждой линии разделяют на участки одинаковой длины (в зависимости от масштаба чертежа и сложности планов изомощностей вскрыши и залежи участки могут быть длиной 10, 20, 50 мм). В середине каждого участка, пользуясь отметками изомощностей, проставляют значения мощностей вскрыши и полезного ископаемого. Для каждого этапа эти значения соответственно суммируются, умножаются на длину участка и линейный масштаб. Полученные произведения откладывают в виде ординат полезного ископаемого и вскрыши на графике (рис. 7.8).

Площадь, заключенная между графиком полезного ископаемого, осью абсцисс и любой парой ординат, показывает объем извлекаемого полезного ископаемого при подвигании фронта работ, в пределах этих этапов. Площади, заключенные между

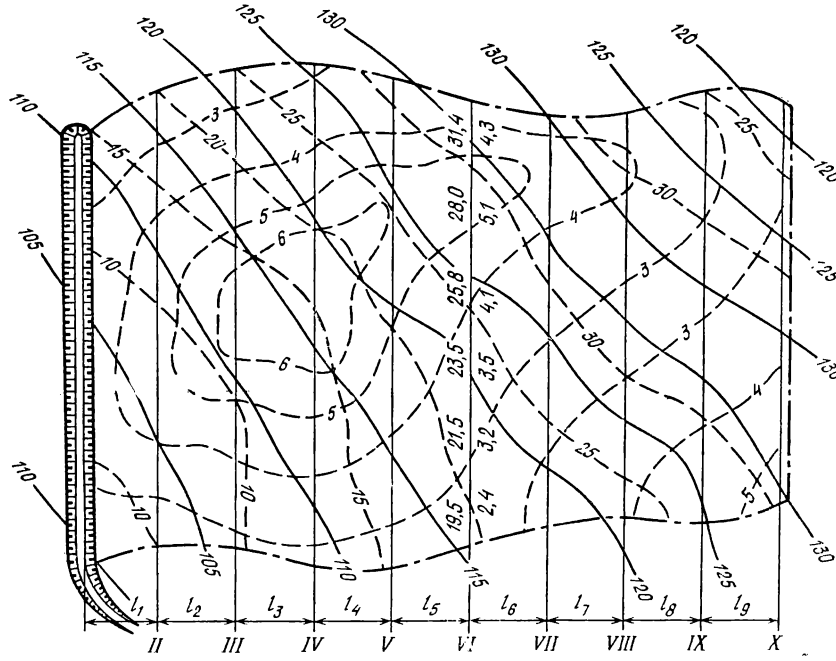


Рис. 7.7. План изолиний карьерного поля

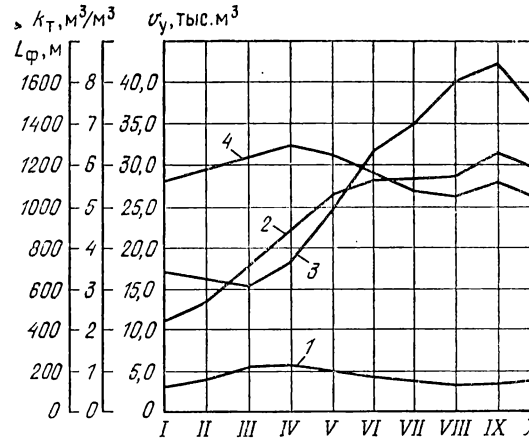


Рис. 7.8. График горно-геометрического анализа карьерного поля для горизонтальной залежи:
1 — полезное ископаемое; *2* — вскрыша; *3* — текущий коэффициент вскрыши; *4* — протяженность фронта работ; *I—X* — положения фронта горных работ

осью абсцисс и графиком вскрыши, показывают извлекаемые объемы вскрыши. Разделив средние для каждого этапа ординаты вскрыши на соответствующие ординаты полезного ископаемого, получим значения текущего коэффициента вскрыши $k_т$.

7.4. ЛИНЕЙНЫЙ МЕТОД ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА НА ПОПЕРЕЧНЫХ ГЕОЛОГИЧЕСКИХ СЕЧЕНИЯХ

Линейный метод горно-геометрического анализа представляет собой развитие и упрощение графического метода, разработанного В. В. Ржевским, но он менее трудоемок и в то же время обеспечивает допустимую для сравнения вариантов погрешность расчетов.

Исходным материалом для горно-геометрического анализа служат поперечные геологические сечения масштаба 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, на которых нанесены контуры карьера и линии горизонтов.

Анализируемый вариант развития горных работ характеризуется линией направления развития горных работ (*д—к—е—ж—з*) на рис. 7.9 и линиями рабочих бортов карьера со стороны лежачего и висячего бортов, которые проводятся от центра разрезной траншеи на каждом горизонте под углами рабочих бортов, соответственно левого $\gamma_л$ и правого $\gamma_п$.

Площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого для каждого этапа определяются отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций.

Рассмотрим, например 5-й этап, выделенный на рис. 7.9 жирными линиями, на котором центр разрезной траншеи обозначен точкой *k*.

Площадь горной массы для этапа со стороны правого борта

$$S_п = lh_c, \qquad (7.2)$$

где l — длина средней линии слоя со стороны правого борта, численно равная длине отрезка между точками *к* и *б*; h_c — толщина этого наклонного слоя.

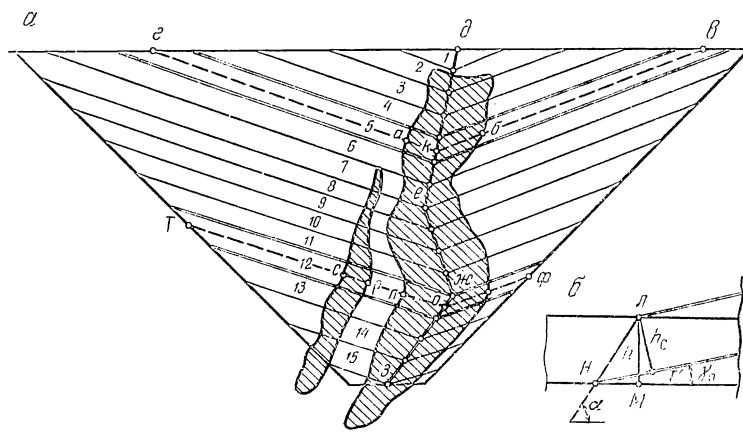


Рис. 7.9. Линейный метод горно-геометрического анализа:
а — поперечное сечение по карьеру; *б* — схема к определению толщины наклонного слоя; *1—15* — этапы развития горных работ

Длина средней линии (отрезок *б—к*) находится измерением на чертеже, выполненном в масштабе. Толщина слоя h_c также может быть измерена, но с грубым приближением. Более точно она может быть определена по формуле

$$h_c = h \sin(\alpha \pm \gamma_п)/\sin\alpha, \qquad (7.3)$$

где h — высота этапа (уступа); α — угол направления углубки; $\gamma_п$ — угол наклона рабочего борта (правого).

При определении площади вскрыши или полезного ископаемого в слое должны быть измерены отрезки *2 — а* и *а —к*. Аналогичным образом определяются площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого в слое левого борта и других слоях.

Толщина слоя в общем случае

$$h_c = h\frac{\sin(\alpha \pm \gamma_р)}{\sin\alpha} = h\Delta. \qquad (7.4)$$

Если угол между линиями направления углубки и откоса рабочего борта больше 90°, то в формуле принимается плюс, а если меньше 90°, то берется минус.

Значения поправок Δ, выражающие соотношение минусов углов, приведены в табл. 7.2.

С учетом коэффициента поправок Δ площадь горной массы (вскрыши, полезного ископаемого)

$$S_{г.м(в,и)} = l_{г.м(в,и)} h\Delta, \qquad (7.5)$$

где $l_{г.м(в,и)}$ — средняя линия слоя соответственно по горной массе, вскрыше, полезному ископаемому.

Например, для этапа на 12-м горизонте средняя линия со стороны левого бока равна сумме отрезков по полезному ископаемому *оп+рс*, а по вскрыше *пр+ст*. Измеряя указанные отрезки на чертеже, выполненном, например, в масштабе 1 : 500, находим:

$$l_и = (оп + рс) = 126 \text{ мм};$$

$$l_в = (пр + ст) = 317 \text{ мм}.$$

Таблица 7.2

Значения поправочных коэффициентов Δ

Угол α линий направления развития горных работ, градус	$\Delta_л = \frac{\sin(\alpha-\gamma_р)}{\sin\alpha}$					$\Delta_в = \frac{\sin(\alpha+\gamma_р)}{\sin\alpha}$				
	Угол откоса рабочего борта $\gamma_р$, градус									
	5	10	15	20	25	5	10	15	20	25
90	0,996	0,985	0,966	0,939	0,906	0,996	0,985	0,966	0,96	0,906
80	0,981	0,953	0,921	0,879	0,83	1,011	1,016	1,013	1,001	0,981
70	0,964	0,921	0,872	0,817	0,752	1,026	1,048	1,959	1,064	1,052
60	0,946	0,883	0,816	0,742	0,662	1,047	1,086	1,114	1,137	1,151
50	0,891	0,835	0,748	0,654	0,551	1,069	1,131	1,181	1,203	1,261

Переведя найденные значения в метры, получим

$$l_и = 60{,}3 \text{ м}; \qquad l_в = 158{,}5 \text{ м}.$$

Так как угол направления углубки на этом горизонте $\alpha = 60°$, а угол рабочего борта $\gamma_р = 15°$, то согласно табл. 7.2 поправочный коэффициент $\Delta = 0{,}816$.

Пользуясь этими данными и зная, что высота этапа в этом слое $h = 15$ м, по формуле (7.5) находим площади (со стороны левого борта) полезного ископаемого и вскрыши:

$$S_п = 60{,}3 \cdot 15 \cdot 0{,}816 = 740 \text{ м}^2;$$

$$S'_в = 158{,}5 \cdot 15 \cdot 0{,}816 = 1930 \text{ м}^2.$$

Для того, чтобы снизить трудоемкость работ, можно не проводить линии откосов рабочих бортов, а строить лишь средние линии, т. е. для 5-го этапа провести дальше линию *г—а—к—б—в*, а для 12-го этапа *т—с—р—п—о—ф*, аналогично на всех других горизонтах.

Для удобства вычислений результаты измерений и расчетов заносят в табл. 7.3.

Таблицу можно дополнить различными показателями — коэффициентами вскрыши, нарастающими итогами площадей, дан-

Таблица 7.3

Расчет площадей вскрыши и полезного ископаемого при линейном горно-геометрическом анализе

Глубина слоя, м	10	20	30	45	60	75	и т. д.
Высота уступа, м	10	10	10	15	15	15	
Угол направления углубки, градус	80	80	80	80	60	60	
Левый борт							
Угол рабочего борта, градус							
Поправочный коэффициент Δ							
Вскрыша							
Длина слоя $l_в$							
Площадь вскрыши $S_в$							
Нарастающий итог площади вскрыши $\Sigma S_в$							
Полезное ископаемое							
Длина слоя $l_п$							
Площадь полезного ископаемого $S_п$							
Нарастающий итог площади полезного ископаемого $\Sigma S_п'$							
Правый борт							
Угол рабочего борта, градус							
Поправочный коэффициент Δ							
и т. д.							

ными по разным сортам полезного ископаемого и видам вскрыши.

Получив площади этапов по каждому поперечному сечению, определяют, пользуясь методом вертикальных сечений, объемы вскрыши и полезного ископаемого, а также коэффициенты вскрыши в целом по карьеру или его участкам.

Контрольные вопросы

1. Дайте анализ графиков и таблиц, представляющих результаты горно-геометрического анализа.
2. Поясните на схемах порядок выполнения горно-геометрического анализа по методу А. И. Арсентьева.
3. Поясните на схемах порядок выполнения горно-геометрического анализа по методу В. В. Ржевского для горизонтальных залежей.
4. Поясните на схеме и таблице линейный метод (В. С. Хохрякова) горно-геометрического анализа на поперечных сечениях.

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

8.1. ГРАНИЦЫ КАРЬЕРА И ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ ПРИ ИХ ОБОСНОВАНИИ

Разработка месторождений может осуществляться открытым способом (например, при пологом залегании и небольшой мощности наносов), подземным способом (например, при малой мощности пласта полезного ископаемого и глубоком залегании) и комбинированным способом, т. е. верхняя часть месторождения разрабатывается открытым способом, а нижняя часть — подземным способом (например, при наклонном и крутом залегании). При комбинированном способе разработки возможно одновременное или последовательное ведение открытых и подземных работ. При проектировании необходимо выбрать такой способ разработки месторождения, при котором можно достичь максимальной экономической эффективности, т. е. максимальной прибыли за весь оцениваемый срок или минимальных затрат на разработку. Таким образом, при проектировании решают две группы задач: 1-я — выбор способа разработки месторождения или 2-я — определение границы между открытыми и подземными разработками. При решении обеих задач необходимо обоснование границ открытой разработки, т. е. конечных экономически или технически целесообразных глубины карьера

и контуров карьера в плане и на геологических профилях. Несмотря на то, что значение конечной глубины карьера, принятое в проекте, будет достигнуто лишь к концу эксплуатации карьера, т. е. на крупных предприятиях через десятки лет, реализация этого проектного решения начнется уже в первые годы разработки, так как величина конечной глубины определяет положение конечных контуров карьера на поверхности а они, в свою очередь, определяют место заложения капитальных траншей, размещения различных поверхностных сооружений, зданий и коммуникаций.

Если впоследствии глубину карьера придется увеличивать, а его контуры расширять, это потребует производить снос зданий, сооружений, перенос отвалов и приведет к большим дополнительным затратам. Если же проектные контуры окажутся завышенными, то это уже в первый период разработки вызовет дополнительные объемы вскрыши и увеличит дальность перевозки пустых пород. Однако, как показывает практика, определить оптимальное значение конечной глубины карьера в проектах удается редко. Основными причинами значительных отклонений от оптимальных решений является большая погрешность исходных данных (геологических и экономических), несовершенство методик проектирования, а также недостаточно высокая квалификация лиц, принимающих решения.

Кроме того, в результате дополнительных геологоразведочных работ, производимых совместно с разработкой месторождений, изменяются представления о форме залежи и качестве руд. Технический прогресс в технологии разработки и обогащения вызывает изменения кондиций и сравнительной экономичности альтернативных способов отработки.

Все это приводит к тому, что на большинстве крупных месторождений значения глубины и контуров карьера неоднократно пересматриваются (табл. 8.1).

Таким образом, возникает кардинальное расхождение между практической необходимостью иметь к началу разработки достоверное проектное решение о контурах карьера на поверхности и невозможностью определить достоверное конечное значение глубины карьера. Это, казалось бы, неразрешимое противоречие, обусловливающее одну из наиболее трудных задач теории открытой разработки, в определенной степени преодолевается при динамическом подходе к решению технико-экономических задач благодаря выделению этапов отработки и определению промежуточных и перспективных контуров.

Проектные контуры карьера подразделяют на конечные, перспективные и промежуточные.

Конечными называют контуры, по которым согласно проекту должны быть погашены горные работы. Конечные контуры должны быть определены с высокой степенью точности. Перс-

Таблица 8.1

Динамика проектной глубины карьера

Карьер	Год составления проекта	Проектная глубина карьера, м	Карьер	Год составления проекта	Проектная глубина карьера, м
Коркинский	1933	40	Сибайский	1948	240
	1942	80		1958	432
	1945	115		1970	459
	1952	350		1977	489
	1966	475	Коунрадский	1939	240
	1975	570		1957	430
Баженовский	1939	60		1974	480
	1948	160	Гороблагодатский	1942	120
	1952	250		1951	247
	1956	450		1956	305
	1960	680	Сарбайский	1953	450
	1977	720		1959	630

пективными являются контуры, до которых согласно проекту предполагается развитие открытых работ. Перспективные контуры карьера определяются приближенно и в процессе разработки корректируются. Промежуточными являются контуры, которые согласно проекту должны быть достигнуты к определенному моменту разработки (рис. 8.1).

Динамические технико-экономические задачи (в том числе определение контуров карьеров) могут быть решены точно лишь для отрезка времени не более 10—12 лет. Чем больше период времени, для которого принимаются решения, тем меньше их достоверность. Следовательно, при сроке разработки более 12—15 лет контуры карьеров могут быть определены, как правило, лишь приближенными в виде перспективных и промежуточных. С учетом влияния фактора времени на точность технико-экономических расчетов можно утверждать, что конечные контуры могут быть, как правило, определены лишь для относительно небольших и хорошо разведанных месторождений, для последнего этапа разработки крупного месторождения и для срока разработки 10—12 лет. Отсюда следует, что для карьеров с изменяющимися горно-геологическими условиями целесообразно предусматривать развитие горных работ по этапам и выделять промежуточные и перспективные контуры карьера.

При обосновании перспективной глубины следует иметь в виду, что первостепенное значение имеет не собственно глубина, а прежде всего перспективная граница развития открытых работ на земной поверхности, так как она достигается горными работами в 2—3 раза быстрее, чем глубина, и определяет размещение долгосрочных капитальных сооружений при строительстве карьера.

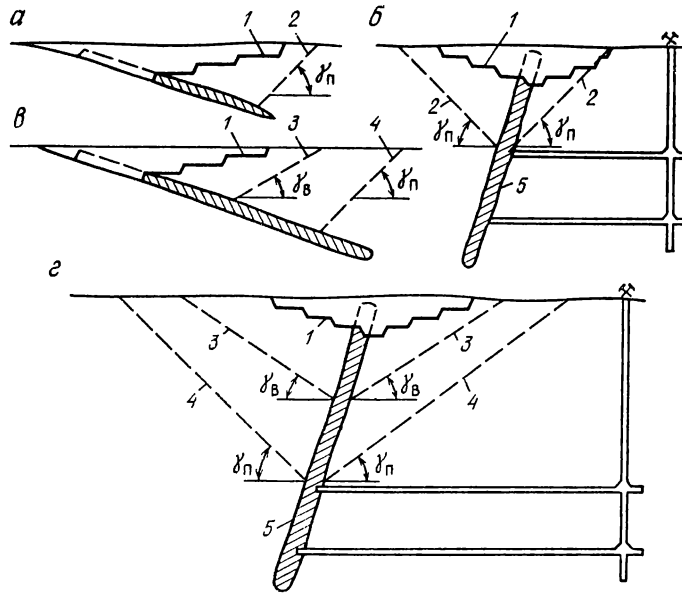


Рис. 8.1. Контуры карьера на месторождениях с небольшими (*а, б*) и значительными (*в, г*) запасами:

1 — рабочий борт; *2, 4* — конечные контуры; *3* — промежуточный контур; *5* — часть залежи, разрабатываемая подземным способом; $\gamma_п$ — угол погашения борта карьера; $\gamma_в$ — угол наклона временного борта карьера

Приближенно перспективные контуры карьера могут быть приняты на основании вероятного увеличения глубины карьера вследствие возможного повышения степени разведанности глубоких горизонтов, снижения в будущем экономически допустимого содержания полезного компонента, повышения оптовых цен на продукцию и т. п.

Если расчетное или принятое значение конечной глубины карьера $H_к$, то перспективная глубина

$$H_п = H_к(1 + \Delta H/100). \qquad (8.1)$$

Доверительная вероятность, наиболее приемлемая для подобных технико-экономических расчетов, $p = 0{,}8 \div 0{,}85$, в сложных условиях залегания и при разработке высокоценных руд рекомендуется принимать $p = 0{,}9 \div 0{,}95$.

Зависимость $\Delta H = f(p)$ приближенно характеризуется следующими данными:

p	0,95	0,9	0,85	0,8
ΔH, %	50	39	32	26

По принятой перспективной глубине могут быть построены перспективные контуры карьера на поверхности.

Промежуточные контуры устанавливаются с интервалом в 10—12 лет внутри перспективного контура и с учетом направления развития горных работ, предстоящей в будущем реконструкции временных бортов и полученных к оценке значений конечной глубины карьера.

Наиболее типичными задачами при обосновании способа разработки и определении границ карьера в зависимости от условий являются следующие.

1. При освоении горизонтальных или ограниченных по размерам и запасам месторождений выбирается один из альтернативных способов разработки — подземный или открытый (рис. 8.2, *а, б*).

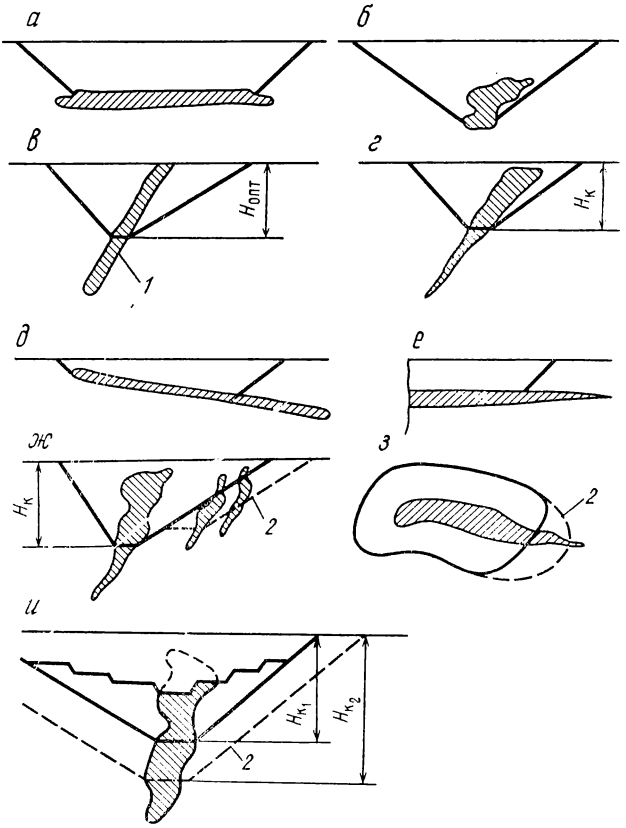


Рис. 8.2. Границы открытых разработок при различных геологических условиях:

а, б — при разработке соответственно горизонтальных и ограниченных по размерам месторождений; *в* — контуры разграничения зон открытых и подземных работ; *г, д, е* — контуры экономической целесообразности открытых разработок; *ж, з* — контуры технической возможности и экономической целесообразности расширения открытых разработок; *и* — увеличение проектной глубины карьера на действующем месторождении; *1* — зона подземных разработок; *2* — прирезки к контуру действующего карьера

2. Определяется оптимальная граница между зоной открытых и подземных работ при их последовательном или одновременном производстве (рис. 8.2, *в*).

3. Определяется экономическая целесообразность границы открытых разработок, за пределами которых остаются запасы, отработка которых при современных технологических условиях и экономических требованиях нецелесообразна, но в будущем возможна (рис. 8.2, *г, д, е*).

4. Определяется техническая возможность и экономическая целесообразность расширения контуров или частичная прирезка запасов на действующем карьере (рис. 8.2, *ж, з*).

5. Определяется экономическая целесообразность увеличения конечной глубины действующего карьера (рис. 8.2, *и*).

6. При подходе горных работ 1-го этапа на действующем карьере к промежуточному контуру этапа проверяется экономическая целесообразность данного и последующих контуров и, при необходимости, производится их корректировка.

7. При увеличении запасов месторождения в результате его доразведки или вследствие изменения кондиций определяется новое положение конечных или перспективных контуров открытой разработки.

8. Производится геолого-экономическая оценка разведанного или разведуемого месторождения и рассчитываются кондиции и границы зоны открытой разработки.

8.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УГЛА НАКЛОНА НЕРАБОЧИХ БОРТОВ КАРЬЕРА

Конструкция и параметры нерабочих бортов карьера должны удовлетворять требованиям устойчивости и размещения на них необходимых площадок. Уменьшение угла наклона борта на 2—3° на момент погашения карьера приводит к значительному увеличению вынимаемых объемов вскрыши и затрат на разработку месторождения. Завышенный угол наклона борта по сравнению с углом устойчивого откоса может вызвать оползни и обрушения пород. Задача проектировщика заключается в том, чтобы определить маскимальный устойчивый угол наклона борта. Угол откоса бортов конечных контуров должен определяться с максимально возможной точностью, а угол откоса бортов перспективных и промежуточных контуров — приближенно, так как в последующем он уточняется с учетом опыта эксплуатации. *Устойчивый* угол откоса бортов определяют по условию принятого запаса устойчивости заданной высоты уступа и борта, с учетом геологических и других факторов.

Большинство применяемых методов расчета угла откоса бортов и уступов основано на определении сдвигающих и удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверх-

ности скольжения. Важным звеном расчета является определение формы вероятной поверхности скольжения откоса. Коэффициент запаса устойчивости бортов карьера принимается в пределах 1,15—1,2 при сроке службы откоса более 5 лет. Если в основании толщи пород отсутствуют ослабления и пластичные слои, то рекомендуется выпуклый профиль борта.

В нормах технологического проектирования для карьеров черной металлургии рекомендуется определять углы наклона бортов карьера по аналогии с эксплуатируемыми месторождениями при составлении ТЭД и ТЭО кондиций, расчетным путем при разработке ТЭО и технических проектов, расчетным путем при дополнительных исследованиях на первоочередном участке разработки (на стадии рабочих чертежей для месторождений со сложными условиями), расчетным путем на основе данных натурных исследований (после вскрытия месторождения). Правилами технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом предусматривается корректировка углов наклона бортов и откосов нерабочих уступов маркшейдерско-геологической службой в соответствии с рекомендациями проектных и научно-исследовательских организаций.

Откосы нерабочих уступов, являющихся конструктивными элементами нерабочих бортов (погашенных или законсервированных), должны обладать долговременной устойчивостью с коэффициентом запаса устойчивости более 1,5—2 в глинистых и трещиноватых породах и более 1,85—2,2 в песчаных и гравелистых породах. При освоении новых месторождений угол устойчивых откосов уступов и бортов часто принимают ориентировочным на основе опыта в аналогичных условиях. В проекте реконструкции карьеров углы наклона погашаемых бортов принимаются более точными, так как основываются на исследованиях и опыте работы данного предприятия в первый период эксплуатации месторождения. Главной причиной обрушений и оползней бортов является наличие зон ослабления и неблагоприятных структур на отдельных участках, которые выявляются в процессе эксплуатации.

Конструктивный угол наклона устойчивого борта карьера должен допускать на борту размещение площадок безопасности и транспортных площадок. Он зависит от вида транспорта, ширины берм и угла откоса уступов. При простой трассе внутренних капитальных траншей он колеблется от 35—37 до 41—42° и определяется обычно графическим построением. Примеры конструкции бортов карьеров, выполненных для различных условий, приведены на рис. 8.3.

Ширина площадок и их число на нерабочем борту карьера зависят от способа вскрытия, вида транспорта и регламентируются «Едиными правилами безопасности при разработке ме-

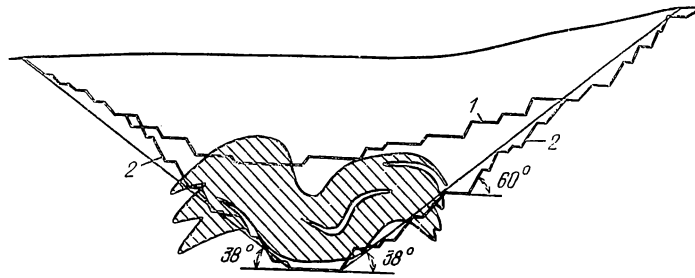


Рис. 8.3. Конструкция проектных бортов погашения:
1, 2 — контуры соответственно рабочего и конечного бортов

сторождений открытым способом». Ширина площадок для размещения капитальных съездов и соединительных берм определяется требованиями правил безопасности и зависит от размеров подвижного состава, требуемых зазоров, размещения различных сооружений, условий снегоочистки (в северных районах) и др.

Угол наклона борта, обеспечивающий размещение транспортных площадок в скальных породах, как правило, меньше угла наклона устойчивого борта. Это обстоятельство вызывает дополнительный объем вскрыши в контурах карьера.

На первом этапе проектирования, когда еще не решены вопросы вскрытия, угол наклона борта, обеспечивающий размещение капитальных съездов, может быть принят ориентировочным по аналогии с действующими или запроектированными карьерами. Затем он должен быть уточнен. Для ориентировочного установления угла наклона бортов карьера можно использовать данные табл. 8.2.

Таблица 8.2

Конструктивный угол наклона борта карьера

Ширина бермы, м	Угол откоса уступа, градус	Угол наклона борта карьера, градусы, при высоте уступа, м					
		10	15	20	30	45	60
10	50	38	33	36	40	—	—
	60	32	38	42	47	—	—
	70	36	44	49	55	—	—
15	50	23	28	32	36	40	—
	60	25	32	36	42	47	—
	70	28	36	41	49	55	—
20	50	19	24	28	33	37	40
	60	21	27	32	38	44	47
	70	23	30	36	44	51	55

8.3. КОНСТРУКЦИЯ И РАЗМЕРЫ ТРАНСПОРТНЫХ БЕРМ

Ширина транспортных берм на карьерах различна для рыхлых и скальных пород. Она зависит также от вида транспорта, количества путей и размеров подвижного состава. При электровозном транспорте берма $B_т$ (рис. 8.4) включает резервную берму безопасности *Б*, земляное полотно *П*, кювет *К*, обрез *А* и полосу для установки опор контактной сети *О*. Ширина резервной бермы безопасности *Б* принимается равной в скальных породах от 1 до 1,5, в рыхлых от 1,5 до 2 м соответственно при высоте уступа 10 и 20 м.

Ширина кювета поверху равна 1 и 1,65 м соответственно в скальных и рыхлых породах. Контактные опоры занимают полосу шириной 0,4 м. Расстояние от контактной опоры до бермы безопасности $B=1$ м, а расстояние *Г* от оси пути до контактной опоры 3, 1 м. На однопутных бермах расстояние от оси

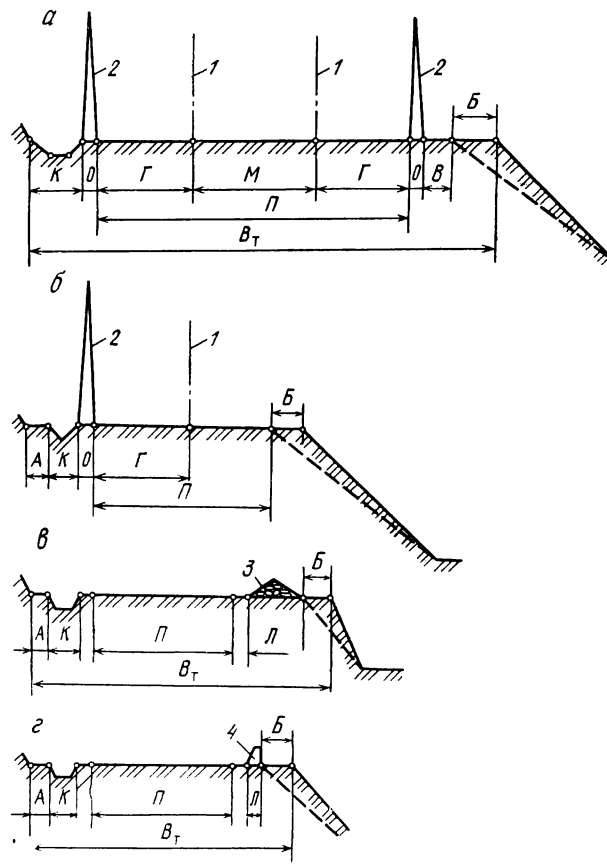


Рис. 8.4. Конструкции транспортной бермы:
а — двухпутной в рыхлых породах; *б* — однопутной в скальных породах; *в*, *г* — при автомобильном транспорте с защитным валом и защитной стенкой соответственно; *1* — ось ж.-д. пути; *2* — контактная опора; *3* — защитный вал; *4* — защитная стенка

Таблица 8.3

Расстояние между осями стационарных железнодорожных путей, мм

Грузоподъемность думпкара, т	На двухпутных магистралях	На многопутных магистралях между осями второго и третьего пути
До 85	4100	5000
85—120	4600	5040
180 и более	5000	5300

пути до бермы безопасности равно 2,75 м и 2,5 м соответственно в рыхлых и скальных породах.

Расстояние M между осями стационарных путей зависит от грузоподъемности думпкаров и принимается от 4,1 до 5,3 м по табл. 8.3.

При пересечении бермы линией электропередачи напряжением 6 кВ расстояние от опоры линии электропередачи до земляного полотна должно быть не менее 6,1 м.

Ширина транспортных берм колеблется в пределах 8—15 и 10—19 м соответственно в скальных и рыхлых породах (табл. 8.4).

При автомобильном транспорте ширина транспортной площадки включает аналогичные элементы, обочину шириной 1—2 м, проезжую часть $П$ и полосы, занимаемые защитным породным валом или предохранительной стенкой. Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении составляет для 40—75-тонных автосамосвалов 12—16 м, для 100—160-тонных автосамосвалов 17—20 м (табл. 8.5).

В соответствии с правилами безопасности карьерные автодороги со стороны откоса должны ограждаться породным валом.

Таблица 8.4

Ширина транспортных берм, м

Транспорт	Породы	
	рыхлые	скальные
Железнодорожный с электровозной тягой:		
одноколейный путь	8,90+б	7,5 +б
двухколейный путь	14,75+б	13,60+б
разъезд	15,95+б	14,80+б
Железнодорожный с тепловозной тягой:		
одноколейный путь	8,15+б	6,50+б
двухколейный путь	12,25+б	10,60+б
разъезд	13,45+б	11,80+б
Автомобильный	4,65+а+б	4,5+а+б
Троллейвозный	7,45+а+б	7,30+а+б

Примечание. б — ширина разрезной бермы безопасности; а — ширина проезжей части автодороги.

Таблица 8.5

Ширина проезжей части автодороги, м

Подвижной состав	При двухполосном движении грузонапряженностью (брутто), млн т/год			При однополосном движении
	15	5—15	5	
Автосамосвалы грузоподъемностью 10—12 т и шириной до 2,75 м	—	8,5	8	4,5
Автосамосвалы грузоподъемностью 27—30 т и шириной до 3,5 м	11	10,5	10,5	5,5
Автосамосвалы грузоподъемностью 40—45 т и шириной до 4 м	12,5	12	11,5	6
Автосамосвалы грузоподъемностью 65—75 т и шириной до 5 м	15,5	15	14,5	7
Автосамосвалы грузоподъемностью 100—120 т и шириной до 5,5 м	17	16,5	16	8
Автосамосвалы грузоподъемностью 160—180 т и шириной до 6,5 м	20	19,5	19	9

Примечание. Ширина проезжей части автодороги с регулярным движением автопоездов (полуприцепов) увеличивается на 1 м.

Однако его высота, обеспечивающая удержание автосамосвала в случае аварии, даже для 27-тонных машин превышает 1,5—2 м и, следовательно, для его устройства требуется полоса шириной 3—4 м. Поэтому при движении автосамосвалов грузоподъемностью 40 т и более необходимо создать железобетонное защитное ограждение, размещение которого возможно на полосе *А* шириной менее 1—1,5 м. При такой конструкции ширина автомобильных съездов составляет 20—30 м.

В некоторых случаях ширину автосъездов увеличивают за счет создания резервной полосы для обеспечения непрерывности движения автосамосвалов при ремонте дорог и очистке их от снега.

8.4. КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ И ГОРНОЙ МАССЫ

Коэффициент вскрыши — это отношение объема или массы вскрыши к объему или массе добываемого полезного ископаемого. Другими словами, коэффициент вскрыши показывает количество пустых пород, которые необходимо вынуть и переместить в отвалы для того, чтобы добыть единицу массы или объема полезного ископаемого. В практике используются различные размерности коэффициента вскрыши.

Объемный коэффициент вскрыши представляет собой отношение пустых пород к объему полезного ископаемого ($м^3/м^3$), а массовый коэффициент вскрыши — отношение массы пустых пород к массе полезного ископаемого (т/т). В угольной промышленности под коэффициентом вскрыши понимают число

кубометров породы, перемещаемое при добыче 1 т угля, и измеряют в м³/т. Этой размерностью пользуются также в других отраслях горной промышленности, но на меднорудных карьерах чаще применяют объемный коэффициент вскрыши, а на железорудных и карьерах строительных материалов — массовый коэффициент вскрыши.

Объемный коэффициент вскрыши используют в расчетах конечной глубины карьера по формулам (8.20), (8.29), (8.36).

Различают средний, слоевой, контурный и текущий коэффициенты вскрыши.

Средний промышленный коэффициент вскрыши — это отношение всего объема вскрыши (м³) к объему полезного ископаемого (м³) в контурах карьера при данной глубине разработки (рис. 8.5), т. е.

$$k_{ср} = V/Q, \tag{8.2}$$

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши $K_э$ — это отношение объема вскрыши, извлекаемого в контурах карьера в период эксплуатации, т. е. без горно-капитальных работ, к объему полезного ископаемого, извлекаемого в тот же период в тех же контурах, т. е.

$$K_э = \frac{V - V_0}{Q - Q_0}, \tag{8.3}$$

где V — полный извлекаемый объем пород в контурах карьера, м³; V_0 — объем пород, вынимаемых за счет капитальных затрат в период строительства карьера, м³; Q — полный извлекаемый объем полезного ископаемого в контурах карьера, м³; Q_0 — объем полезного ископаемого, добываемого за счет капитальных затрат в период строительства карьера, м³.

Контурный коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши, вынимаемого за счет расширения контуров карьера, к извлекаемым при этом запасам полезного ископаемого (рис. 8.6):

$$k_к = V_к/Q_к. \tag{8.4}$$

Текущий коэффициент вскрыши — это отношение объемов пустых пород $V_т$, вынутых за определенный период времени, к фактической добыче полезного ископаемого $Q_т$ за тот же период (рис. 8.7):

$$k_т = V_т/Q_т. \tag{8.5}$$

Рассмотренные коэффициенты вскрыши являются геометрическими показателями, так как устанавливаются измерением количества вскрышных пород и полезного ископаемого.

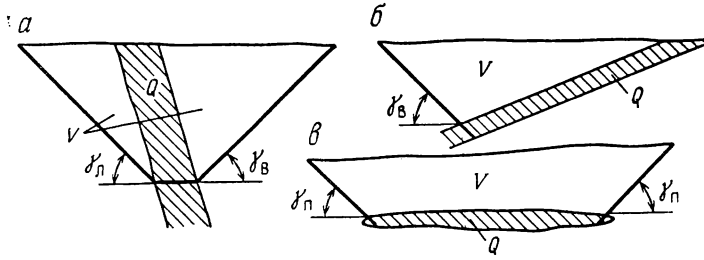


Рис. 8.5. Схемы к определению среднего промышленного коэффициента вскрыши для крутых (*а*), наклонных (*б*) и горизонтальных (*в*) залежей

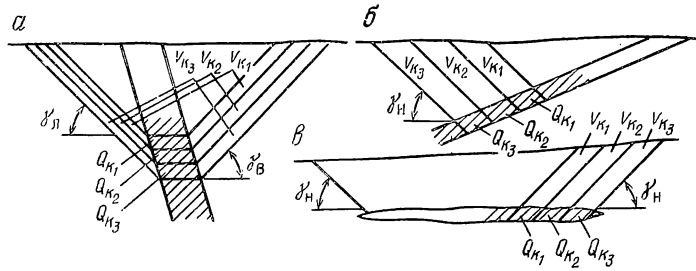


Рис. 8.6. Схемы к определению контурного коэффициента вскрыши для крутых (*а*), наклонных (*б*) и горизонтальных (*в*) залежей

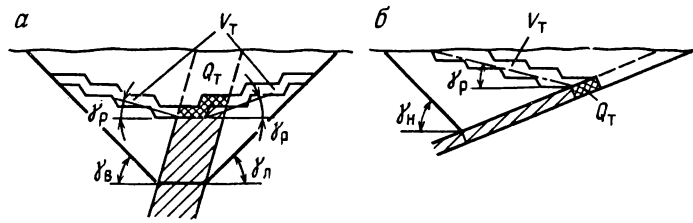


Рис. 8.7. Схемы к определению текущего коэффициента вскрыши для крутых (*а*) и пологих (*б*) залежей

При проектировании и разработке месторождений полезных ископаемых пользуются также *плановым и граничным* или предельным коэффициентами вскрыши, которые являются экономическими показателями.

По плановому коэффициенту вскрыши устанавливают размер погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации.

По граничному коэффициенту вскрыши оценивают сравнительную экономическую эффективность открытой разработки и в приближенных расчетах находят конечные и перспективные контуры карьера, в том числе конечную глубину карьера.

Коэффициент горной массы представляет собой отношение количества удаляемой горной массы к единице извлекаемого из недр полезного компонента, например, металла:

$$k_{г.м} = V_{г.м}/Q_м = (V_и + V_в)/Q_м, \quad (8.6)$$

где $V_{г.м}$, $V_и$, $V_в$ — объем соответственно горной массы, полезного ископаемого и вскрыши, м³; $Q_м$ — количество металла, т;

$$Q_м = V_и \gamma \alpha, \quad (8.7)$$

где γ — средняя плотность полезного ископаемого, т/м³; α — среднее содержание компонента в полезном ископаемом (например, металла в руде), доли ед.

Подставив развернутое значение $Q_м$ в выражение (8.6), получим

$$k_{г.м} = (1 + k_в)/\gamma\alpha, \quad (8.8)$$

где $k_в$ — коэффициент вскрыши, м³/м³.

Коэффициент горной массы может быть выражен в такой же форме, как и коэффициент вскрыши, т. е. как средний, контурный, граничный и т. п. Коэффициент горной массы отражает не только влияние вскрышных работ, но и качество полезного ископаемого и поэтому является более общим, чем коэффициент вскрыши, и с большей полнотой характеризует эффективность того или иного варианта открытых горных работ.

Граничным называется максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях выгодна открытая разработка месторождения или его части. Обычно это коэффициент вскрыши, при котором полная себестоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом равна экономически допустимой или граничной.

Полная себестоимость добычи единицы полезного ископаемого (например, 1т угля) из открытых работ слагается из себестоимости добычи собственно полезного ископаемого и себестоимости пустых пород, которые нужно удалить для того, чтобы добыть единицу полезного ископаемого.

Таким образом, полную себестоимость добычи единицы полезного ископаемого из открытых работ можно выразить суммой

$$C_0 = C_д + C_в k_в, \quad (8.9)$$

где C_0 — себестоимость добычи полезного ископаемого, руб/т; $C_д$ — себестоимость добычи единицы полезного ископаемого без учета вскрыши, руб/т; $C_в$ — себестоимость выемки 1 м³ пустых пород, руб/м³; $k_в$ — коэффициент вскрыши, м³/т.

Приравняв

$$C_0 = C_г, \quad (8.10)$$

получим формулу для определения граничного коэффициента вскрыши:

$$k_г = (C_г - C_д)/C_в, \qquad (8.11)$$

где $C_г$ — допустимая себестоимость 1 м³ полезного ископаемого, руб.

В качестве допустимой себестоимости может быть принята себестоимость $C_п$ 1 м³ полезного ископаемого равного качества, добытого подземным способом. Значения $C_г$, $C_д$, $C_в$ вычисляют путем многофакторной статистической отработки практических данных, взятых в одно и то же время по тем шахтам и карьерам, горнотехнические условия которых аналогичны условиям проектируемого карьера. При этом необходимо ориентироваться на приблизительно равную производительность карьера, передовую технику и прогрессивную технологию разработки. Существуют также математические модели, позволяющие более точно рассчитывать показатели $C_п$, $C_в$, $C_д$ для различных горнотехнических условий. Так как достоверность исходных данных сравнительно невелика (20—40%) и в формуле (8.9) учтены не все определяющие факторы, то граничный коэффициент вскрыши может быть рассчитан лишь приближенно (с возможной ошибкой 20—75% и более). Для повышения точности расчета граничный коэффициент вскрыши, рассчитанный по стоимостным показателям, корректируется с учетом следующих факторов:

разницы в качестве полезного ископаемого, потерь и разубоживания при различных способах разработки;

увеличения глубины и расстояния транспортирования по мере развития горных работ;

влияния технического прогресса, ценности недр, занимаемых земельных угодий и других факторов.

Большое влияние на величину граничного коэффициента вскрыши оказывает экономический эффект, достигаемый при комплексном использовании недр. В отличие от подземного способа при открытом способе возможно в широких масштабах добывать попутные полезные ископаемые (строительные материалы, бедные руды), позволяющие получать дополнительный доход. С учетом этого дохода граничный коэффициент вскрыши определяется по формуле

$$k_г = (C_г - C_д + k_п Ц_п)/C_в, \qquad (8.12)$$

где $Ц_п$ — отпускная цена попутно добываемого полезного ископаемого; $k_п$ — отношение объема попутно добываемого к объему основного полезного ископаемого.

Граничные коэффициенты вскрыши в зависимости от условий залегания рудных тел, ценности полезных ископаемых

и других факторов колеблются в широких пределах, но в среднем составляют: при разработке угольных месторождений с перевозкой вскрыши 8—12 м³/т, с перевалкой до 20 м³/т, при разработке меднорудных месторождений 10—25 м³/м³ (3—8 м³/т), при разработке железорудных месторождений 6—12 м³/м³ (2—4 м³/т).

8.5. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА

При проектировании должна быть принята такая конечная глубина карьера, при которой в результате разработки месторождения будет достигнут наибольший народнохозяйственный эффект. Известные методы определения конечных контуров и глубины карьера основаны на оценке экономической эффективности открытой разработки по сравнению с подземной разработкой или с предельно допустимыми затратами на единицу добываемого полезного ископаемого. Оцениваемые варианты способов разработки и глубины карьера могут сравниваться непосредственно по затратам на строительство предприятия и эксплуатацию месторождения или косвенно, т. е. путем сравнения граничного коэффициента вскрыши с контурным, средним или текущим коэффициентом вскрыши.

Принцип сравнения вариантов проектной границы между открытой и подземной разработкой непосредственно по затратам поясним на графике, на котором по оси абсцисс показаны варианты глубины карьера H_1, H_2, H_3, а по оси ординат — суммарные затраты на разработку всего месторождения глубиной $H_к$ (рис. 8.8), т. е.

$$\Sigma З = З_0 + З_п, \qquad (8.13)$$

где $З_0$, $З_п$ — затраты на отработку соответственно верхней части месторождения открытым способом и нижней — подземным.

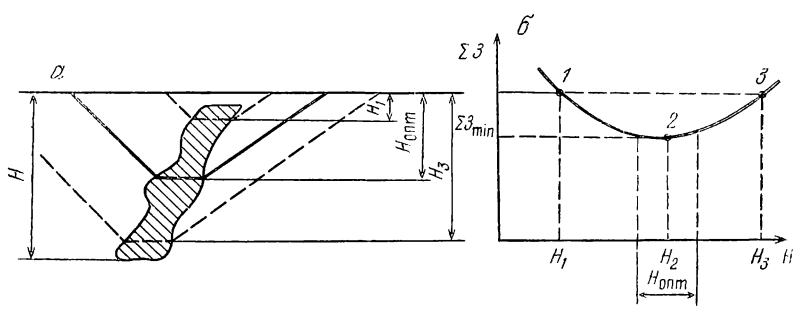


Рис. 8.8. Варианты глубины карьера (*а*) и график их влияния на экономическую эффективность разработки всего месторождения (*б*)

При небольшой глубине карьера H_1 суммарные затраты будут велики (точка *1*), так как велика доля дорогостоящего подземного способа. При увеличении глубины карьера суммарные затраты уменьшаются вследствие уменьшения доли подземных работ, но затем увеличиваются вследствие непропорционального увеличения объема вскрыши. Очевидно, оптимальная глубина карьера будет соответствовать минимуму суммарных затрат (точка *2* на графике). Практически наиболее экономичные значения глубины карьера будут находиться не обязательно в точке *2*, а с учетом погрешности расчетов в пределах области $H_{опт}$ (см. рис. 8.8, *б*). Для отыскания достоверного значения оптимальной глубины карьера необходимы детальные расчеты достаточно большого числа вариантов и определения не только затрат, но и прибылей, а также других технических, экономических и экологических показателей.

Данный принцип, т. е. непосредственное сравнение вариантов по их экономическим и другим показателям (общим, суммарным и удельным), обеспечивает возможность получения обстоятельно обоснованного решения, так как позволяет учесть весьма полно все основные геологические, технологические, экономические и экологические условия, требования, ограничения и выразить в количественной, в том числе в денежной форме, в привязке к определенным объектам, процессам и к реальному времени. Появляется возможность не косвенно, а прямо учесть различие в производительности карьера и подземного рудника, в потерях и разубоживании, различных при открытом и подземном способе. Кроме того, становится возможным учет разновременности затрат и прибылей, оплаты кредитов, дополнительных доходов от повышения качества продукции и использования попутных компонентов и материалов вскрыши, дополнительных затрат на поддержание мощности, ущерба от простоев предприятия по тем или иным причинам и других факторов. Однако при этом требуются весьма трудоемкие расчеты, высокая квалификация исполнителей, а также привлечение большого объема различных исходных данных.

Поэтому данный метод может быть полностью реализован лишь в системах автоматизированного проектирования, т. е. при использовании ЭВМ, математических моделей месторождений, рельефа, горных разработок и автоматизированных банков данных.

При косвенной экономической оценке конечная глубина карьера и границы открытой разработки определяются сравнением средних и контурных коэффициентов вскрыши, характеризующих оцениваемые варианты, с граничным, т. е. экономически предельным коэффициентом вскрыши. При сравнении в качестве конечной глубины принимается такое значение глубины карьера, при котором контурный или средний коэффициент

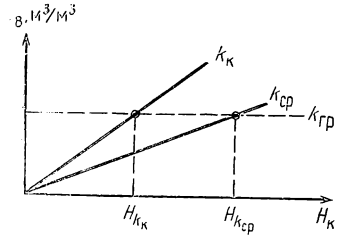


Рис. 8.9. График изменения контурного $k_к$ и среднего $k_{ср}$ коэффициентов вскрыши в зависимости от проектной глубины карьера $H_к$

вскрыши равен (или не превышает) граничному:

$$k_к \leqslant k_{гр.} \text{ или } k_{ср} \leqslant k_{гр.} \qquad (8.14)$$

Графики как контурного, так и среднего коэффициентов вскрыши (рис. 8.9) возрастают по мере увеличения глубины карьера, пересекаясь с графиком граничного коэффициента вскрыши, фиксируя тем самым предельные значения глубины карьера, соответствующие принятым условиям.

Этот принцип используется в большинстве методов определения конечной глубины карьера, получивших распространение в учебниках и практике проектирования, начиная с 1928—1932 гг. На нем основаны известные методы и формулы П. И. Городецкого, Б. П. Боголюбова, В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева. Основное преимущество такого подхода, определившее его широкое применение, состоит в малой трудоемкости расчетов, так как каких-либо экономических обоснований здесь не производится: граничный коэффициент определяется примитивным образом на основе трех приближенных стоимостных показателей или принимается в качестве заданного директивного показателя.

Однако погрешность определения граничного коэффициента вскрыши настолько велика, что полученные значения не могут быть положены в основу ответственных решений при определении границ открытых разработок.

Даже теоретически граничный коэффициент вскрыши не может быть определен достаточно достоверно, так как исходные стоимостные показатели, принимаемые для его расчета, никак не могут в достаточной степени соответствовать условиям, которые будут иметь место в довольно далеком будущем, когда карьер достигнет проектной конечной глубины.

8.6. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТОДОВ ОБОСНОВАНИЯ ГРАНИЦ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

В зависимости от условий задачи, в первую очередь от вида и достоверности исходных данных, требуемой точности расчетов, необходимой степени обоснованности принимаемых решений, применяют различные методы определения границ от-

крытой разработки, в том числе конечной глубины карьера. Известные методы можно объединить в четыре группы (табл. 8.6): аналитические ручные, проектные ручные (традиционные), проектные автоматизированные и аналитические автоматизированные, которые различаются, главным образом, погрешностью результатов и трудоемкостью решения задач.

К первой группе отнесены те аналитические методы, в которых задача определения конечной глубины карьера решена в общем виде и представлена простейшими экономико-геометрическими формулами, являющимися, как показано ниже, модификациями одного и того же аналитического выражения. Обширная литература по проблемам определения границ карьера, имеющая в нашей стране 60-летнюю историю, почти целиком относится к этим методам. В трудах профессоров П. И. Городецкого, А. И. Арсентьева, акад. В. В. Ржевского и др. разработаны формулы, являющиеся по существу модификацией одного и того же аналитического метода, основанного на косвенной экономической оценке и пригодного лишь для весьма приближенных расчетов. При этих методах в качестве исходных данных используются поперечные геологические сечения, на которых реальные геологические условия упрощены, а сложные в действительности формы рудных залежей представлены в виде простых геометрических форм.

Поскольку погрешность исходных данных весьма значительна, то и погрешность результатов решения задачи также значительна и, как правило, превышает 40—50 %.

Ко второй группе отнесены традиционные методы и приемы, используемые в проектной практике, когда *детальные ручные* расчеты производятся на основе геологических поперечных сечений и погоризонтных планов, на которых наносят контуры карьера для оцениваемых вариантов. Для каждого варианта обычными методами (посредством планиметра, палетки и т. д.) определяют площади, объемы вскрыши и полезного ископаемого, рассчитывают коэффициенты вскрыши различного вида. Затем при косвенной экономической оценке строят графики изменения коэффициентов вскрыши, и на основе их анализа и сравнения с графичным коэффициентом находят целесообразные значения конечной глубины карьера. Полученные значения объемов вскрыши и полезного ископаемого могут быть основой для определения затрат прибылей по каждому варианту и, следовательно, для непосредственной экономической оценки.

Детальные расчеты позволяют получить более обоснованное решение, но весьма трудоемки. *Детальные автоматизированные* методы основываются на реальной геологической документации (поперечные сечения, планы, данные по скважинам), представленной в форме математической модели месторождения. На эту модель накладываются математические модели карьера и раз-

Таблица 8.6

Погрешность методов определения конечной глубины карьера

Группа методов обоснования границ открытой разработки	Основные компоненты погрешности и ее значения, %			Приближенное значение погрешности определения границ карьеров, %	Назначение
	вид представления исходной геологической информации	степень учета развития горных работ	метод экономической оценки		
1. Аналитические ручные	Простая плоскостная геометрическая модель $\Delta = \pm(60 \div 100)$	Простейшие экономико-геометрические (аналитические формулы) $\Delta = \pm(50 \div 100)$	Статический косвенный в форме сравнения коэффициентов вскрыши $\Delta = \pm(50 \div 175)$	±(75—150)	В учебных расчетах и для приближенных оценок при проектировании
2. Проектные ручные (традиционные)	Геологические профили и планы $\Delta = \pm(25 \div 50)$	Сравнение двух-трех вариантов на конец отработки $\Delta = \pm(25 \div 50)$	Статический косвенный в форме сравнения коэффициентов вскрыши $\Delta = \pm(25 \div 75)$	±(30—75)	В проектной практике
3. Проектные автоматизированные	Геологические графики, планы, данные по скважинам $\Delta = \pm(25 \div 50)$ Геостатистические модели $\Delta = \pm(20 \div 40)$	Сравнение большого числа вариантов с учетом развития горных работ за весь срок отработки $\Delta = \pm(10 \div 20)$	Динамический непосредственный в виде затрат и прибылей $\Delta = \pm(10 \div 30)$	±(20—30)	При проектировании и предпроектных изысканиях
4. Аналитические автоматизированные	Простая объемная геометрическая модель $\Delta = \pm(50 \div 90)$	Сравнение нескольких вариантов с учетом развития за весь срок отработки $\Delta = \pm(15 \div 30)$	Динамический непосредственный в форме затрат и прибылей $\Delta = \pm(10 \div 30)$	±(50—75)	В учебных расчетах, для предпроектных оценок, для приближенных расчетов

вития горных работ с заданными вариантами контуров конечной глубины, производственной мощности, способов вскрытия, технологии горных работ и других параметров. Таким образом, технико-экономическому анализу может быть подвергнуто достаточно большое число сочетаний конечной глубины, взаимосвязанных и определяющих ее параметров и в итоге получены экономические оценки (ежегодные, за определенный период, нарастающим итогом и др.) в динамике за длительный период, позволяющие обоснованно принять оптимальный вариант границ карьера.

Здесь могут осуществляться как косвенные, так и непосредственные экономические оценки с учетом различных критериев и ограничений. При использовании динамического метода расчета учитываются не только объемы, но и время производства горных работ. Способы добычи и границы карьера оцениваются не по нижнему добычному горизонту с небольшими запасами, а по экономической эффективности добычи всех принятых к разработке запасов за определенный длительный период. Учитываются и такие факторы, как интенсивность разработки (скорость понижения горных работ), отпускная цена полезного ископаемого, угол наклона рабочего борта (высота уступа и ширина рабочей площадки), направление развития горных работ в карьере, полнота выемки (потери и разубоживание) полезного ископаемого, а также многие другие.

В четвертую группу включены аналитические методы горно-геометрического анализа, а также определения конечной глубины карьера с применением ЭВМ на основе простых геометрических моделей, как плоскостных, так и обычных. Они дают хотя и приближенное, но более обоснованное решение, чем методы первой группы, так как основываются не на статической, а на динамической оценке и позволяют рассматривать влияние большого числа определяющих факторов за длительный период и на фоне развития горных работ. Благодаря применению ЭВМ, особенно при решении задач в диалоговом режиме, могут быть подвергнуты анализу и оценке большое число вариантов и различные диапазоны вероятного отклонения исходных данных, в том числе стоимостных показателей. Все это позволяет учесть такие категории, как факторы времени и риска, степень погрешности исходных данных, и, как следствие, получить более обоснованные результаты решения задачи определения границ открытой разработки.

8.7. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНЕЧНОЙ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА

Аналитические методы, при которых конечная глубина карьера определяется по известным простейшим формулам

П. И. Городецкого, В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева, В. С. Хохрякова и др., дают приближенные решения с весьма значительной погрешностью ($\pm 20\%$ и более) и основываются на представлении реальных геологических условий в виде простых однородных геометрических моделей. При этом горные работы рассматриваются не в развитии, а статическими. Экономическая оценка — косвенная, путем сравнения среднего или контурного коэффициента вскрыши с граничным.

Методы решения задачи различны для месторождений большой и малой протяженности. Для месторождений большой протяженности конечную глубину карьера определяют на нескольких поперечных сечениях, достаточно характеризующих месторождение, а затем дно и контуры карьера выравнивают в соответствии с уклоном транспортных съездов и способов вскрытия. При коротких (круглой формы) в плане глубоких карьеров конечную глубину определяют для всего карьера.

Протяженность карьера оценивается отношением его длины L к ширине D дна с учетом глубины H карьера. Чем больше глубина и меньше длина карьера, тем больше доля торцов в общем объеме вскрыш.

При небольшой глубине (т. е. при $H/D \leqslant 1{,}5 \div 2$) объем вскрыши в торцах не будет превышать 20% в тех случаях, когда длина карьера превышает ширину его дна в 6—8 раз и более.

На карьерах средней глубины ($H/D = 2 \div 4$) объем вскрыши в торцах не превышает 20—25% только при значительной длине карьера, т. е. при $L/D > 12$.

В глубоких карьерах ($H/D > 5$) объем вскрыши в торцах карьера, как правило, всегда более 25—30% и должен учитываться даже на вытянутых карьерах.

При определении конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши ее величина соответствует условию

$$k_{ср} = k_{гр}. \tag{8.15}$$

Обозначив Q — объем полезного ископаемого в контуре карьера, V — объем вскрыши, $C_п$ — себестоимость добычи 1 м^3 полезного ископаемого подземным способом, $C_д$ — то же без погашения вскрыши открытым способом, $C_в$ — себестоимость 1 м^3 вскрыши, выразим условие равенства среднего и граничного коэффициента вскрыши следующим образом:

$$V/Q = (C_п - C_д)/C_в \tag{8.16}$$

или

$$VC_в + QC_д = QC_п. \tag{8.17}$$

В равенстве (8.17) левая часть представляет собой затраты на открытую $З_о$, а правая часть — на подземную $З_п$ разработку месторождения до глубины $H_к$.

Следовательно, затраты на открытую и подземную разработку до глубины $H_к$ одинаковы, т. е. $З_о = З_п$.

Используя обозначения, указанные на рис. 8.10, найдем

$$Q = H_к M;$$

$$V = \frac{H_к}{2}(\operatorname{ctg}\gamma_п + \operatorname{ctg}\gamma_в). \qquad (8.18)$$

Подставив найденные значения Q и V в уравнение (8.17), получим

$$\frac{H^2_к}{2} = (\operatorname{ctg}\gamma_л + \operatorname{ctg}\gamma_в) C_в + MH_к C_д = MH_к C_п. \qquad (8.19)$$

После преобразования уравнения получим для простейших условий залегания, когда мощность рудного тела постоянна и оно выходит на поверхность (рис. 8.10), формулу конечной глубины карьера, при которой средний коэффициент вскрыши равен граничному, т. е. удовлетворяющую условию (8.15):

$$H_к = \frac{2k_г H}{\operatorname{ctg}\gamma_л + \operatorname{ctg}\gamma_в}. \qquad (8.20)$$

Открытая разработка при конечной глубине карьера, установленной исходя из условий равенства среднего и граничного коэффициентов вскрыши, не дает прямого экономического эффекта по сравнению с подземными работами. Однако этот принцип определения конечной глубины карьера иногда находит применение в практике, особенно в тех случаях, когда выявляются те преимущества открытого способа разработки, которые не полностью учитываются экономическими расчетами.

Конечную глубину карьера определяют по среднему коэффициенту вскрыши при небольших запасах или горизонтальных залежах, когда применение двух способов разработки исключено и месторождение должно разрабатываться только одним способом — либо подземным, либо открытым.

Определение конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши производят также при добыче высокоцен-

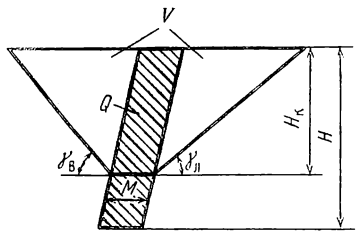


Рис. 8.10. Схема к определению конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши

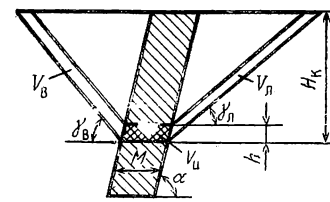


Рис. 8.11. Схема к определению конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши

ных полезных ископаемых и многосортных руд, когда открытая разработка до возможно большей глубины имеет очевидные преимущества перед подземной в отношении полноты извлечения.

Определение конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши производят иногда и в тех случаях, когда подземная разработка осложняется возможностью частых самовозгораний руд, трудностями, связанными со строительством подземных сооружений, большими водопритоками и т. п.

При определении глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши экономически предельным считается такое значение $H_к$, при котором контурный коэффициент вскрыши равен граничному:

$$k_к = k_{гр}.$$

Контурный коэффициент вскрыши для простейших условий залегания на поперечном сечении, на котором на глубине $H_к$ выделен слой высотой h (рис. 8.11),

$$k_к = (\Delta V_л + \Delta V_в)/\Delta V_и, \tag{8.21}$$

где $\Delta V_л$, $\Delta V_в$, $\Delta V_и$ — приращение объемов вскрыши ($\Delta V_л$ и $\Delta V_в$) и полезного ископаемого ($\Delta V_и$) при увеличении глубины карьера на величину h.

Площади, соответствующие объемам вскрыши со стороны лежачего $\Delta V_л$ и висячего $\Delta V_в$ боков залежи в этом слое, как следует из рис. 8.11, равны:

$$\Delta V_л = H_к (\operatorname{ctg} \gamma_л - \operatorname{ctg} \alpha) h; \tag{8.22}$$

$$\Delta V_в = H_к (\operatorname{ctg} \gamma_в + \operatorname{ctg} \alpha) h. \tag{8.23}$$

Площадь полезного ископаемого в слое

$$\Delta V_и = Mh \tag{8.24}$$

или после преобразования

$$k_к = \frac{H_к}{M} (\operatorname{ctg} \gamma_л + \operatorname{ctg} \gamma_в). \tag{8.25}$$

Если принять более сложные условия залегания месторождения, имеющего пропластки пустой породы мощностью m внутри залежи, то контурный коэффициент вскрыши

$$k_к = (\Delta V_л + \Delta V_в + \Delta V_д)/\Delta V_и, \tag{8.26}$$

где $\Delta V_д = mh$ — объем пропластков пустой породы в слое.

$$\Delta V_и = (M - m) h. \tag{8.27}$$

Приняв условие $k_к = k_г$, получим уравнение

$$\frac{H_к (\operatorname{ctg} \gamma_л + \operatorname{ctg} \gamma_в) + m}{M - m} = k_т. \tag{8.28}$$

Из этого уравнения находится известная формула В. В. Ржевского:

$$H_к = \frac{k_т (M - m) - m}{\operatorname{ctg} \gamma_л + \operatorname{ctg} \gamma_в}. \tag{8.29}$$

При этой глубине затраты на добычу открытым и подземным способом равны лишь на конечном контуре в слое толщиной h. Это вытекает из условия $k_к = k_г$, которое можно представить в развернутом виде:

$$(\Delta V_в + \Delta V_л)/\Delta V_и = (C_п - C_д)/C_в \tag{8.30}$$

и, следовательно, получить равенство затрат:

$$(\Delta V_в + \Delta V_л) C_в + \Delta V_и C_д = \Delta V_и C_п. \tag{8.31}$$

При таком разграничении месторождения по глубине отработка запасов каждой части будет производиться с минимальными затратами (в верхней части открытым, а в нижней — подземным способом), в результате чего достигаются наименьшие затраты на разработку всего месторождения, т. е. соблюдается условие

$$\sum З = З_о + З_п \to \min. \tag{8.32}$$

Определение конечной глубины карьера по сумме коэффициентов вскрыши (первоначального и эксплуатационного) с учетом неравномерности вскрышных работ было предложено проф. А. И. Арсентьевым.

Исходные условия

$$k_э + k_0 \leqslant k_р \tag{8.33}$$

или в ином виде:

$$k_{ср} [\lambda - \mu (\lambda - 1)] \geqslant k_г, \tag{8.34}$$

где $k_э$ — усредненный по периодам работы карьера эксплуатационный коэффициент вскрыши, м³/м³; k_0 — первоначальный коэффициент вскрыши, равный отношению объема пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к общему объему извлекаемых запасов полезного ископаемого в контурах карьера, приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши, м³/м³; $k_{ср}$ — средний коэффициент вскрыши, м³/м³; $\mu = k_0/k_{ср}$ — коэффициент, характеризующий долю первоначального коэффициента вскрыши от среднего.

Когда объем горизонтальных работ незначительный и им можно пренебречь, первоначальный коэффициент вскрыши $k_0=0$, следовательно, $\mu=0$, а условие (8.34) экономичности открытых работ приобретает вид

$$k_{ср}\lambda = k_г \text{ или } k_{ср} = k_г/\lambda. \qquad (8.35)$$

Используя это выражение, найдем, что соответственно формуле (8.29) конечная глубина карьера из условия (8.33) в общем случае при рассматриваемых параметрах залежи (см. рис. 8.11)

$$H_к = \frac{2\frac{k_г}{\lambda}(M-m)-m}{\operatorname{ctg}\gamma_л + \operatorname{ctg}\gamma_в}. \qquad (8.36)$$

Коэффициент неравномерности вскрышных работ λ (отношение наибольшего за период отработки карьера эксплуатационного коэффициента вскрыши к его среднему значению) изменяется от 1,15 до 1,4—1,8. Величина λ должна приниматься по проекту-аналогу со сходными горно-геологическими условиями разработки.

Из сравнения формул (8.20), (8.29), (8.36) видно, что все они как по существу, так и по форме являются разновидностями одной и той же формулы и расчеты по ним в общем случае приводят к результатам, которые колеблются в пределах от $H_к$ до 2 $H_к$. Поэтому для использования в учебных расчетах и различных приближенных оценках, т. е. в тех случаях, когда по тем или иным причинам возникает необходимость или целесообразность применения приближенных статистических методов, рекомендуется использовать формулу (8.36) как наиболее общую. Если при этом принять $\lambda=1$, решение будет соответствовать условию $k_{ср}=k_г$; если $\lambda=2$ — то условию $k_к=k_г$. Ближе к реальным условиям $\lambda=1{,}4\div1{,}8$. При этом значении по формуле (8.36) получим решение в большей степени приближающееся к достоверному.

Конечную глубину карьеров на месторождениях небольшой длины определяют в целом для всего месторождения аналитическим методом по формуле В. В. Ржевского (для наиболее распространенных условий, когда угол наклона залежи больше 15—20°, а углы наклона бортов карьера не резко отличаются друг от друга):

$$H_к = \operatorname{tg}\gamma_{ср}(\sqrt{0{,}025P^2 + 0{,}32k_г S_п} - 0{,}16P), \qquad (8.37)$$

где $\gamma_{ср}$ — средненевзвешенный угол наклона бортов карьера, градус; P — периметр дна карьера, м; $S_п$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, м^2.

8.8. ПРОЕКТНЫЕ (ТРАДИЦИОННЫЕ) МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА

В проектной практике для определения границ открытой разработки — конечной глубины, конечных или промежуточных контуров карьеров, обычно используется метод вариантов на основе статической оценки горных работ и косвенной оценки эффективности сравниваемых вариантов. Аналитические формулы применяются для определения возможной области оптимизации, в пределах которой затем назначаются к расчету и оценке варианты глубины или контуров карьера.

На месторождениях с относительно большой длиной конечные контуры вначале определяют на поперечных сечениях, а затем контуры в плане и дно выравнивают в соответствии с условиями проведения горных работ.

На сечениях даются рельеф поверхности, конфигурация залежей, сортность полезного ископаемого, границы категорий запасов, вмещающие породы и условия их залегания и тектонические нарушения, которые учитывают при проектировании. Число сечений зависит от сложности элементов залегания и от необходимой точности расчета. На каждом поперечном сечении определяют предельную глубину карьера. Значения предельной глубины карьера, полученные на поперечных сечениях, переносятся на план и продольные сечения. Конечная глубина карьера для различных сечений различна, и расчетное продольное сечение карьера имеет сложную ступенчатую форму, которая неприемлема по условию вскрытия рабочих горизонтов. Поэтому продольное сечение карьера должно быть несколько выравнено в соответствии с уклоном съездов (рис. 8.12). При выравнивании следует учитывать, что один или два нижних горизонта могут быть отработаны без подведения путей (с использованием верхней погрузки). Объемы вскрыши и полезного ископаемого в контуре карьера вычисляются методом вертикальных параллельных сечений. Объем горной массы, заключенной в торцовом борту карьера, определяется по формуле

$$V_т = \frac{1}{2} D H^2_{ср} \operatorname{ctg} \gamma_т + \frac{\pi}{12} H^3_{ср} (\operatorname{ctg}^2 \gamma_в + \operatorname{ctg}^2 \gamma_л), \qquad (8.38)$$

где D — ширина дна карьера; $H_{ср}$ — средняя высота торцевого борта; $\gamma_т$, $\gamma_в$, $\gamma_л$ — угол наклона торцевого борта в середине дна карьера со стороны висячего и лежачего бока соответственно.

Для определения конечных контуров карьера на вертикальных поперечных сечениях принимаются различные методы. Аналитический метод позволяет быстро определить конечную глубину карьера с помощью несложных формул. Однако при сложных условиях залегания месторождения точность расчетов по этому методу недостаточна. Поэтому аналитическим методом

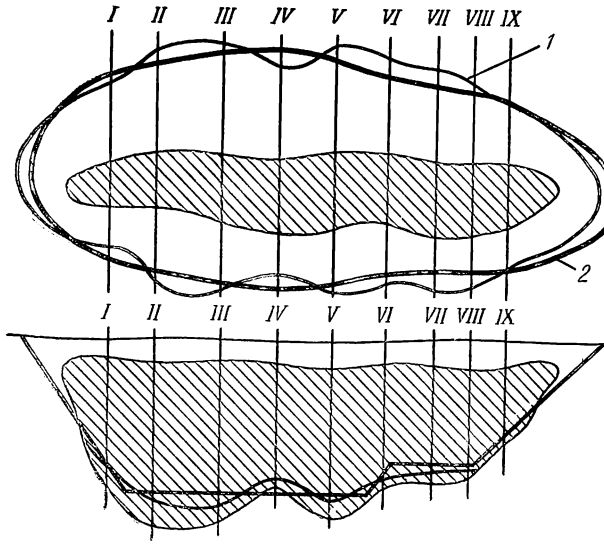


Рис. 8.12. Схема к определению конечных контуров карьера в условиях вытянутых месторождений:
1 и *2* — соответственно первоначальный расчетный и выровненный контуры карьера

пользуются для ориентировочного определения конечной глубины карьера, которую затем уточняют, пользуясь другими методами. В тех случаях, когда требуется большая точность определения конечной глубины карьера, пользуются методом вариантов (методом исследовательных приближений), суть которого состоит в следующем. На поперечном сечении по месторождению вычерчивают контуры карьера для различных вариантов глубины. Для каждого варианта определяют площади и объемы полезного ископаемого и вскрыши, а также коэффициенты вскрыши. Путем сравнения значений коэффициентов вскрыши каждого варианта с граничным коэффициентом вскрыши определяют конечную глубину карьера на данном поперечном сечении. Площади полезного ископаемого и вскрыши определяют обычно с помощью планиметра, а в последнее время также кодировщиков графической информации.

На месторождениях небольшой длины измерения площадей и расчеты объемов производят, используя горизонтальные планы, на которых вычерчивают контуры карьера для каждого из сравниваемых вариантов.

Для сокращения объема работ, связанных с измерениями в приближенных расчетах, объем всего карьера, т. е. объем горной массы в данном варианте, может быть определен по формуле.

Приращение объема горной массы $\Delta V_{г.м}$ определяется разностью объемов двух карьеров с различной глубиной H_2 и H_1.

$$\Delta V_{г.м} = V_{г.м\,H_2} - V_{г.м\,H_1}, \qquad (8.39)$$

где $V_{г.м\,H_2}$, $V_{г.м\,H_1}$ — объем горной массы в карьере глубиной соответственно H_2 и H_1.

Приращения объема вскрыши $\Delta V_в$ между двумя смежными вариантами глубины определяют как разницу между приращениями объемов горной массы и полезного ископаемого $\Delta V_и$. Приращение объема полезного ископаемого определяют методом параллельных сечений.

Объем карьера, имеющего форму усеченного конуса, дно которого является выпуклым многоугольником, а глубина примерно одинакова на всем протяжении, определяется по формуле

$$V_к = SH + \frac{1}{2} H^2 P \operatorname{ctg} \gamma_{ср} + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}, \qquad (8.40)$$

где S — площадь дна карьера; H — глубина карьера; P — периметр дна карьера; $\gamma_{ср}$ — средний угол наклона бортов карьера.

8.9. ДИНАМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭВМ

В последнее время все большее применение находит новый подход к решению задачи о конечных контурах карьера, основанный на анализе графика календарного распределения объемов горных работ и суммарных прибылей и затрат в течение срока разработки месторождения в сравниваемых контурах карьера. В этом случае при экономической оценке требуется учитывать в количественной форме не только величины затрат и эффекта, но также и время их реализации, т. е. решать задачу определения конечной глубины карьера с учетом фактора времени. При этом конечной считается такая глубина, при которой приведенная к одному моменту оценки прибыль, получаемая в результате разработки залежи, является максимальной. Задача решается путем рассмотрения нескольких вариантов глубины карьера. Для каждого варианта строят календарный план, на основании которого определяют затраты и прибыли по годам с начала строительства карьера. Ежегодные доходы и затраты приводят к одному моменту оценки, что делает их сопоставимыми. Суммируя ежегодные затраты и доходы за весь срок отработки месторождения, находят общую приведенную прибыль по каждому варианту, на основе значения которой оценивают варианты глубины карьера.

Этот принцип был выдвинут еще в 50-е годы А. В. Брички ным и В. В. Ржевским, но не мог быть реализован, так как требовал большого объема трудоемких вычислений, которые без применения ЭВМ практически трудно осуществляются в требуемые сроки.

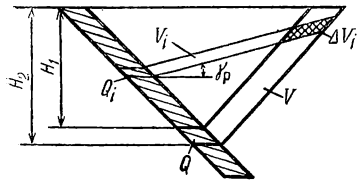


Рис. 8.13. Схема к определению конечной глубины карьера с учетом разновременности затрат на добычные и вскрышные работы

Лишь в 80-е годы в связи с созданием САПР и методов автоматизированного производства горно-геометрического анализа и экономических дисконтированных оценок появилась возможность развития этого метода и реализации динамического подхода при определении границ карьера и непосредственной оценки с учетом разновременности затрат и прибылей. При этом карьер рассматривается развивающимся в пространстве и во времени, а варианты оцениваются с учетом времени вложения затрат и получения прибылей. Объем вскрыши в отрабатываемом слое в i-м году при глубине карьера H_2 будет равен $V_i+\Delta V_i$ (рис. 8.13). Следовательно, затраты на добычу полезного ископаемого объемом Q_i в этом слое с учетом затрат на вскрышные работы при конечной глубине карьера H_2 выразятся в виде

$$З_i = Q_i C_{дi} + (V_i + \Delta V_i) C_{вi}. \qquad (8.41)$$

Прибыль при отработке 1-го слоя

$$П_i = З_i - Q_i C_i.$$

Здесь $C_{д\,i}$ — себестоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого; $C_{в\,i}$ — себестоимость 1 м³ вскрыши; C_i — цена 1 м³ добытого полезного ископаемого.

Ежегодные величины затрат $З_i$ и прибылей $П_i$ являются исходными для экономических оценок вариантов. Их дисконтируют, т. е. приводят к принятому моменту оценки (обычно к году ввода карьера в эксплуатацию), затем суммируют и тем самым получают суммарные дисконтированные затраты и прибыли за оцениваемый период.

Кроме этих стоимостных величин, показателями для оценки сравниваемых вариантов границ карьера служат также объемы добычи и вскрыши, календарные графики их добычи и выемки, объемы горно-капитальных работ и другие данные горно-геометрического анализа и технико-экономических расчетов.

Порядок решения задачи следующий.

1. Принимают возможные варианты контуров и глубины карьера.

Если запасы за контуром карьера предусматривается отрабатывать подземным способом, то должно быть установлено время производства подземных работ и их влияние на открытые работы.

2. Для каждого варианта с принятыми системой разработки, направлением развития горных работ в карьере и интенсивностью добычи проводят горно-геометрический анализ, получая данные о распределении объемов всех учитываемых сортов полезного ископаемого и видов вскрыши по слоям и выделяемым участкам.

3. На основе данных горно-геометрического анализа, принятых сроков отработки и заданной производственной мощности строят календарные планы для открытых и подземных работ и для каждого года оцениваемого периода определяют объемы вскрыши, добычных и капитальных работ.

4. Для каждого варианта определяют ежегодные эксплуатационные и капитальные затраты, а затем приводят их к одному моменту оценки. В итоге определяют суммарные приведенные затраты и суммарную приведенную прибыль, которые являются главным критерием при оценке экономической эффективности вариантов.

Значимость факторов, определяющих конечную глубину карьера, особенно отчетливо проявляется при дополнительном решении задачи.

Анализ показывает, что кроме мощности залежи, угла погашения бортов карьера, граничного коэффициента вскрыши, как **это следует из формул** (8.36), на конечную глубину определяющее влияние оказывают порядок разработки, способ вскрытия угол наклона рабочего борта, интенсивность ведения горных работ, время начала подземной разработки, соотношение между производительностями карьера и шахты.

Конечная глубина карьера возрастает при увеличении угла наклона рабочего борта, так как при этом уменьшаются объемы вскрыши в первые годы и часть затрат переносится на более поздние годы. Вследствие этого повышается экономическая эффективность разработки. Следовательно, для расширения границ открытых работ необходимо стремиться к увеличению угла наклона рабочего борта и к улучшению режима горных работ. Некоторое увеличение угла наклона рабочего борта может быть достигнуто за счет увеличения высоты уступов и уменьшения ширины рабочих площадок на вскрышных уступах. Улучшение режима горных работ (т. е. уменьшение годовых объемов вскрыши в первый период разработки и увеличение их в последний период) может быть осуществлено при отработке месторождения этапами. При этом прямые затраты несколько возрастут. Однако лучший порядок разработки обеспечивает более экономичное распределение затрат во времени, что позволяет увеличить конечную глубину карьера.

Важным фактором, определяющим конечную глубину карьера, является также интенсивность отработки месторождения, влияние которой обнаруживается лишь при учете фактора вре-

мени. Скорость понижения горных работ оказывает существенное влияние на экономические результаты разработки. При одних и тех же размерах капвложений чем больше интенсивность отработки месторождения, тем больше общая прибыль и конечная глубина карьера.

Конечная глубина карьера зависит от соотношения производительностей карьера, отрабатывающего верхнюю часть месторождения, и шахты, отрабатывающей нижнюю часть.

Если производительности карьера и шахты одинаковы, то их изменение в одинаковых пределах не влияет на конечную глубину карьера.

Так как на одном и том же месторождении максимально возможная производительность карьера, как правило, в несколько раз больше максимально возможной производительности подземного рудника, то этот фактор должен обязательно учитываться при определении конечной глубины карьера.

Конечная глубина карьера зависит также от времени начала подземной разработки нижней части месторождения. В этом случае фактор времени непосредственно сказывается на экономических результатах разработки. Несмотря на то, что при одновременной разработке месторождения открытым и подземным способом затраты как на карьере, так и на шахте несколько повышаются, сравнительная экономичность открытых работ резко возрастает.

Кроме того, при определении конечной глубины карьера необходимо учитывать ценность земли, занимаемой предприятием, затраты на геологоразведочные работы, а также горную ренту (на асбестовых и некоторых других месторождениях). В некоторых случаях (на месторождениях особо ценных полезных ископаемых и при высокой ценности сельскохозяйственных земель) влияние этих факторов весьма значительно и вызывает увеличение или уменьшение проектных контуров карьеров.

Таким образом, учет разновременности затрат оказывает существенное влияние на границы карьеров. При ориентировочной качественной оценке вариантов предпочтение должно отдаваться тому варианту, при котором вложение капитальных затрат относится на более поздние сроки, а получение максимальных прибылей осуществляется раньше. Если открытая разработка месторождения осуществляется при оптимальном режиме горных работ (угол наклона рабочего борта 15—17°) и горные работы развиваются от центра к флангам или осуществляются этапами) и высокой их интенсивности ведения, то конечная глубина открытых работ, рассчитанная с учетом фактора времени (по приведенным затратам или прибыли) в 1,2—1,5 раза больше, чем при расчете без учета фактора времени. Такой же вывод можно сделать в тех случаях, когда предполагаемая производительность шахты значительно меньше произ-

водительности карьера, а также, когда подземные работы начинаются одновременно с открытыми.

Однако в тех случаях, когда открытая разработка возможна лишь с наихудшим режимом горных работ и с интенсивностью ведения горных работ, не большей, чем в шахте, а также, когда подземную разработку предполагается осуществлять после окончания открытой разработки, конечная глубина карьера, рассчитанная по приведенным затратам, в 1,5—2 раза меньше, чем при расчете без учета фактора времени.

8.10. ОБОСНОВАНИЕ ГРАНИЦ КАРЬЕРА НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СО СПЕЦИФИЧЕСКИМИ УСЛОВИЯМИ

Особенности определения конечных контуров при разработке пологих и горизонтальных месторождений. Пологие пласты разрабатывают не горизонтальными слоями, а заходками по простиранию. Поэтому при определении конечных контуров карьера пологий пласт разделяют на заходки шириной 20—50 м и для каждой заходки строят контур карьера под углом погашения борта карьера. Для месторождений большой длины контурный коэффициент вскрыши определяют на поперечных сечениях или путем вычисления объемов, если необходимо учесть объемы торцов карьера. Особое внимание должно быть уделено определению граничного коэффициента вскрыши, который в большей степени зависит от применяемой системы разработки. В случае применения бестранспортной или комбинированной системы разработки граничный коэффициент вскрыши может достигать 20—25 м³/т, тогда как при транспортных системах разработки он редко превышает 8—10 м³/т. Это объясняется тем, что при бестранспортной и комбинированной системах разработки для перемещения пород нижнего вскрышного уступа в выработанное пространство применяют мощные одноковшовые экскаваторы, при использовании которых затраты на разработку пород в 3—4 раза ниже, чем при разработке пород экскаваторами средней мощности с вывозкой. При комбинированной системе разработки, когда затраты на вскрышные работы на нижних и верхних уступах карьера резко различаются, конечная глубина карьера должна удовлетворить условию

$$C_д + k_б C_б + k_т C_т \leqslant C_п, \qquad (8.42)$$

где $k_б$ — коэффициент вскрыши при бестранспортной системе разработки; $C_б$ — затраты на выемку 1 м³ вскрыши при бестранспортной системе разработки; $k_т$ — коэффициент вскрыши при транспортной системе разработки; $C_т$ — затраты на выемку 1 м³ вскрыши при транспортной системе разработки.

Коэффициент бестранспортной вскрыши (м³/т) для нижнего породного уступа определяется по формуле

$$k_б = H_н/(m\gamma), \qquad (8.43)$$

где $H_н$ — высота нижнего породного уступа, м; m — мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³.

Высота нижнего вскрышного уступа зависит от параметров экскаватора, мощности и угла наклона пласта и принимается возможно большей. Граничный коэффициент вскрыши для верхнего породного уступа определяется по формуле

$$k_{гт} \leqslant \frac{C_п - (C_д + C_б k_б)}{C_т}. \qquad (8.44)$$

При разработке горизонтальных месторождений открытым способом конечная глубина соответствует отметке почвы пласта. В этом случае необходимо установить экономичность применения открытого способа разработки, которая для горизонтальных пластов выражается условием

$$k_{ср} \leqslant K_р.$$

При большой площади карьера, когда можно не учитывать разнос бортов карьера, средний коэффициент вскрыши

$$k_{ср} = H/(m\gamma),$$

где H — мощность вскрыши, м; m — мощность полезного ископаемого, м; γ — плотность полезного ископаемого, т/м³.

Особенности определения контуров сверхглубоких карьеров. При большой глубине и значительных запасах месторождения продолжительность отработки достигает 40—50 лет и более. В этом случае невозможно определить в проекте точные контуры карьера. В таких условиях определяют перспективные и промежуточные контуры карьера, которые ограничивают развитие открытых работ по отдельным периодам. При учете действительного развития горных работ в карьере первостепенное значение имеет не проектная глубина карьера, а проектный контур на поверхности. Это объясняется тем, что горные работы в карьере при их развитии достигают проектного контура в 2—3 раза быстрее, чем проектной глубины. Поэтому при определении перспективных границ открытой разработки сначала должны определяться перспективные контуры карьера на поверхности, которые ограничивают возможное развитие горных работ по экономическим и другим условиям. Эти контуры определяют зону, внутри которой не должно производиться строительство долгосрочных сооружений и зданий (например, крупных гидротехнических сооружений, больших общественных зданий и др.). При решении такой задачи возникает необходимость

принятия технического решения при значительной неопределенности исходной информации и высокой степени риска. Большая погрешность исходной геологической и экономической информации объясняется обычно невысокой степенью разведанности глубоких горизонтов и отсутствием достаточно точных экономических показателей будущих периодов.

Методика учета степени риска при проектировании границ карьеров изложена в трудах А. И. Арсентьева. Приближенно перспективные контуры карьера могут быть приняты на основании статистической зависимости вероятного увеличения глубины карьера ΔH при разных значениях доверительной вероятности p. Эта зависимость, установленная на основе обработки данных по 80 карьерам и шахтам, характеризуется следующими показателями:

p	0,975	0,950	0,925	0,900	0,850	0,800
ΔH, %	59,5	50	47,4	39,0	31,6	25,5

Приняв значение доверительной вероятности, с которой конечные контуры не должны выйти за пределы перспективных, перспективную глубину карьера определяют по формуле

$$H_{\text{п}} = H_{\text{к}}\left(1 + \frac{\Delta H}{100}\right), \qquad (8.45)$$

где $H_{\text{к}}$ — расчетное значение глубины карьера.

Для технико-экономических расчетов наиболее приемлемой считается доверительная вероятность 0,8—0,85. В сложных условиях залегания и при разработке высокоценных полезных ископаемых рекомендуется принимать $p = 0{,}9 \div 0{,}95$.

По вычисленной перспективной глубине карьера строят перспективные контуры карьера по поверхности с учетом вероятности погрешности углов погашения, принимаемой равной 25%.

Промежуточные контуры карьера определяют с заданным интервалом времени, который рекомендуется принимать в пределах 10—12 лет. Точность расчета промежуточных контуров различна. Первый промежуточный контур должен иметь высокую точность расчета (порядка 5—10%), которая обеспечивается высокой степенью разведанности верхних горизонтов и высокой степенью достоверности исходных показателей. На чертежах показывают возможные пределы отклонения первого промежуточного контура от его среднего значения (рис. 8.14). Второй промежуточный контур, находящийся за пределами 20—25 лет эксплуатации, будет иметь погрешность порядка 20—25%. Точность последующих контуров (в том числе и перспективного) еще ниже. Экономичность открытой разработки в каждом ближайшем промежуточном контуре должна рассчи-

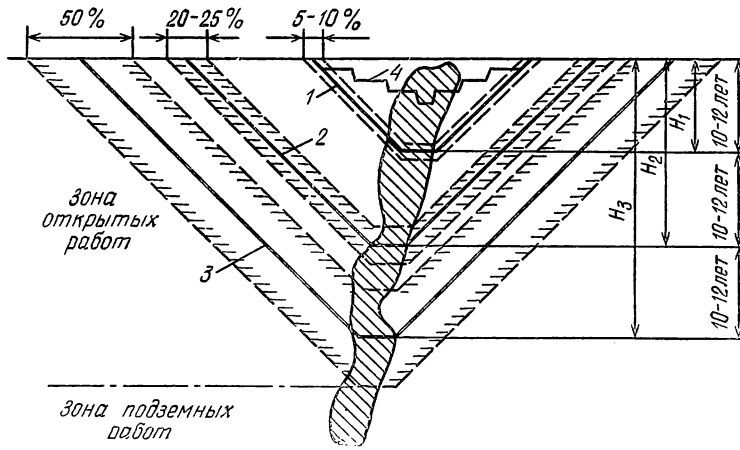


Рис. 8.14. Графическая интерпретация погрешностей определения конечных контуров карьера:

1, 2 — соответственно первый и второй (промежуточный) контур карьера; *3* — перспективный контур; *4* — рабочий борт

тываться с учетом фактора времени. С несколько меньшей точностью экономичность открытой разработки в ближайшем промежуточном контуре может быть определена по текущему коэффициенту вскрыши. Оценка экономичности открытой разработки в последующих контурах вследствие невысокой точности расчета может быть осуществлена по среднему коэффициенту вскрыши. По мере развития горных работ промежуточные контуры и экономичность открытой разработки в них должны уточняться.

Когда верхний уступ достигает первого промежуточного контура, необходимо проверить экономичность открытой разработки в пределах второго контура, т. е. на последующие 10—12 лет. Если дальнейшая открытая разработка окажется экономичной, то расчетом должны быть уточнены последующие промежуточные контуры. Через 10—12 лет аналогично уточняют следующий промежуточный контур и т. д.

Если дальнейшая открытая разработка окажется неэкономичной, то открытые работы будут погашаться по границе, установленной по промежуточному контуру. К этому времени может быть хорошо исследована устойчивость пород, весьма точно определены значения угла погашения бортов и конечной глубины карьера.

Контрольные вопросы

1. Какие задачи решают при определении глубины и контуров карьера?

2. Чем различаются конечные, перспективные и промежуточные контуры?

3. Методы определения нерабочих бортов карьера.

4. Конструкция и размеры транспортных берм.

5. Коэффициенты вскрыши и горной массы.

6. Дайте сравнение методов косвенной и непосредственной экономической оценки вариантов границ карьеров.

7. Дайте краткую сравнительную характеристику методам обоснования границ открытой разработки.

8. Чем различаются приближенные и детальные, статические и динамические методы определения конечной глубины карьера?

9. Выведите формулы для определения конечной глубины карьера по среднему и контурному коэффициентам вскрыши.

10. Напишите формулу В. В. Ржевского для приближенного значения глубины карьера на месторождениях с небольшой длиной.

11. Напишите формулы для определения объема горной массы в карьере и в торцевом борту карьера.

12. Каков порядок решения задачи обоснования границ карьера при динамическом подходе?

13. Какова значимость факторов, определяющих границы открытой разработки?

14. В чем состоят особенности определения границ открытой разработки пологих и горизонтальных месторождений?

15. В чем состоят особенности определения контуров сверхглубоких карьеров?

9. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

9.1. РАБОЧАЯ ЗОНА КАРЬЕРА

Рабочей зоной является та часть карьерного поля, в которой в данный период эксплуатации предприятия находятся рабочие площадки, размещено основное горнотранспортное оборудование, большая часть внутрикарьерных и энергетических коммуникаций и ведутся горные работы по выемке вскрыши и добыче полезного ископаемого. В рабочей зоне карьера поддерживается нормативная величина готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

Элементами рабочей зоны являются рабочие уступы и площадки, внутренние съезды и разрезные траншеи, внутренние отвалы, а также различные сооружения — перегрузочные пункты, временные склады горной массы и др.

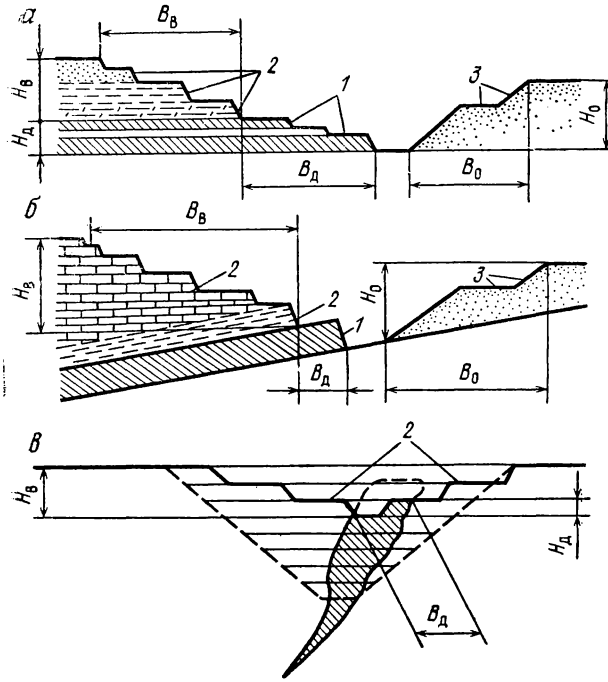


Рис. 9.1. Рабочие зоны карьера при разработке горизонтальных (*а*), пологих (*б*) и крутых (*в*) месторождений:
1 — добычная; *2* — вскрышная; *3* — отвальная

Конструкция, параметры и показатели рабочей зоны, а также ее развитие различны на горизонтальных и наклонных месторождениях.

При разработке горизонтальных месторождений горные работы ведутся без углубки карьера, рабочая зона, хотя и перемещается в карьерном поле по мере углубки карьера, но по своей конструкции и размерам является в основном стабильной (рис. 9.1, *а*).

Ширина рабочей зоны составляет около 100—150 м. Высота зоны может слегка изменяться соответственно колебаниям рельефа местности и мощности пласта, а длина зоны — соответственно изменениям конечного контура карьера.

При разработке наклонных месторождений размеры рабочей зоны изменяются по мере увеличения глубины карьера с темпом, пропорциональным углу падения залежи.

На карьерах, разрабатывающих пологие месторождения, постепенно увеличивается число вскрышных уступов и, следовательно, увеличивается площадь вскрышной зоны и длины фронта работ по вскрыше. Параметры добычной и отвальной зон остаются стабильными (рис. 9.1, *б*).

Эти изменения происходят медленно, так как при ежегод-

ном подвигании фронта работ в 100—200 м глубина карьера увеличивается не более чем на 0,5—1,5 м/год.

При разработке наклонных и крутых месторождений рабочая зона в первый период расширяется, а затем, достигнув границ карьера, уменьшается пропорционально углам погашения бортов карьера (рис. 9.1, *в*). В условиях сложноструктурных месторождений не всегда могут быть достаточно четко выделены границы вскрышной и добычной зон. Поэтому в общей изменяющейся площади рабочей зоны выделяют изменяющуюся по месту расположения, но стабильную по суммарной площади добычную зону, длина фронта работ на которой должна обеспечивать заданную производительность карьера по добыче с учетом установленного режима выдачи различных сортов руд.

Конструкция рабочей зоны определяется ее формой в плане (продольная, поперечная, округлая), числом рабочих бортов (однобортовая или двухбортовая) и строением горной массы — неоднородная (добычная и вскрышная) или однородная.

Развитие рабочей зоны вначале рассматривается в процессе проектирования карьера, затем при планировании горных работ и, наконец, реализуется при производстве горных работ.

В любой момент разработки рабочая зона должна:

обеспечивать заданную или требуемую в данное время производственную мощность карьера как по количеству, так и по качеству добываемого полезного ископаемого;

обеспечивать производство горных работ с наименьшими затратами или с наибольшей прибылью (при оценке по конечной товарной продукции предприятия);

соответствовать перспективе развития горных работ на требуемый длительный период оценки.

Для того, чтобы выдержать заданную производственную мощность по добыче, суммарная площадь добычной рабочей зоны, число добычных уступов и длина добычного фронта работ должны обеспечить необходимый объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого и рациональную расстановку в карьере необходимого количества добычных экскаваторов.

Однако в одних и тех же условиях, чем больше рабочая зона, тем выше затраты, которые требуются на создание фронта работ и его поддержание, опережающую выемку вскрыши, подготовку новых горизонтов, дополнительные перевозки горной массы и др. Поэтому для того, чтобы обеспечить наименьшие затраты на производство горных работ, необходимо стремиться к тому, чтобы площадь и высота рабочей зоны в любой момент были минимальными, но достаточными.

Соответствие рабочей зоны долгосрочной перспективе развития будет соблюдено, если при проектировании и планировании горных работ были приняты решения, основанные на ма-

тематическом и графическом моделировании динамики рабочей зоны, детальном анализе и оценке вариантов развития горных работ. Это очень трудоемкая и сложная работа, которая достаточно оперативно и достоверно может быть выполнена лишь посредством ЭВМ на базе геоинформационных геологических моделей месторождений и автоматизированных систем горно-геометрических расчетов.

При этом рабочая зона моделируется и анализируется как сложноструктурная топографическая поверхность, изменяющаяся в пространстве и во времени в соответствии с технологическими закономерностями и ограничениями.

При проектировании и планировании горных работ рабочая зона может быть представлена в графической форме (планы и поперечные сечения) или в виде математической модели, используемой для расчетов на ЭВМ. Перспективным для автоматизированных систем является геоинформационный способ моделирования, позволяющий в совместимых математических моделях и информационных банках представлять все необходимые данные о геологии, параметрах рабочей зоны, транспортных коммуникациях и др.

9.2. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

Формирование рабочей зоны в карьере в процессе его эксплуатации происходит не случайным образом, а в соответствии с принятыми критериями, подчиняется определенным закономерностям и может быть оценено системой показателей, таких, как скорость и направление углубки и подвигания фронта работ, темпы изменения площади рабочей зоны и др. Основной закономерностью формирования рабочей зоны является соотношение между направлением и скоростью понижения горных работ $У$, направлением и скоростью подвигания фронта работ $v_ф$ и углом рабочего борта β.

Эта зависимость в наиболее простом виде может быть рассмотрена на поперечном сечении, характеризующем тот или иной участок рабочей зоны.

На поперечном сечении (рис. 9.2, *а*) показано перемещение контура рабочей зоны в течение года. При углубке карьера за год на величину $У$ дно карьера из положения $О$ опускается вертикально в положение $— О_1$, а рабочий борт перемещается из положения $ОА$ в положение $О_1А_1$. При этом сохраняются постоянными угол рабочего борта β и минимальная ширина рабочей площадки B_{min}.

Другими словами, для того, чтобы обеспечить годовую углубку У, м/год, и понизить дно карьера из точки $О$ в точку $О_1$ необходимо иметь скорость подвигания фронта работ как со

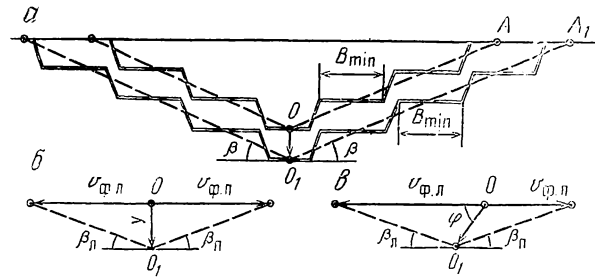


Рис. 9.2. Схемы перемещения рабочей зоны карьера (*а*) и соотношение скоростей подвигания фронта работ $V_ф$ и годовой углубки *У* при вертикальном (*б*) и наклонном направлении понижения горных работ

стороны правого, так и левого борта одинаковой и равной $v_ф$ (рис. 9.2, *б*). Зависимость между вертикальным и горизонтальным перемещением рабочей зоны в этом случае

$$Y = v_ф / \operatorname{ctg} \beta. \tag{9.1}$$

При этом имеется в виду, что углы правого или левого борта одинаковы.

Если же они неодинаковы, то годовая углубка ограничивается скоростью подвигания того борта, угол которого меньше.

Если $\beta_1 < \beta_2$, то для обеспечения заданной величины углубки *У* должно быть $v_1 > v_2$, так как

$$v_ф = Y \operatorname{ctg} \beta. \tag{9.2}$$

Если дно карьера перемещается не вертикально, а под углом (например, при разработке наклонного пласта), то зависимость будет иной: подвигание фронта работ по рабочему борту со стороны висячего бока залежи (левого борта) $v_{ф.л}$ должно быть больше, чем со стороны лежачего бока (правого борта) $v_{ф.п}$ (рис. 9,2 *в*), т. е. $v_{ф.л} > v_{ф.п}$, так как

$$v_{ф.л} = Y (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \varphi); \tag{9.3}$$

$$v_{ф.п} = Y (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \varphi). \tag{9.4}$$

Пользуясь формулами (9.3) и (9.4), определяют необходимую скорость подвигания фронта (как по лежачему, так и по висячему боку) для обеспечения необходимой скорости углубки карьера.

Если скорость отработки вскрышных уступов ограничена, то лимитирующей годовую углубку будет скорость подвигания фронта работ со стороны висячего бока залежи (на рис. 9.2 левого борта), где имеет место зависимость

$$Y_{лимит} = v_{ф.лимит} / (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \varphi). \tag{9.5}$$

Регулирование соотношения $Y = f(v_ф, \beta, \varphi)$ может осуществляться в определенной степени изменением угла рабочего бор-

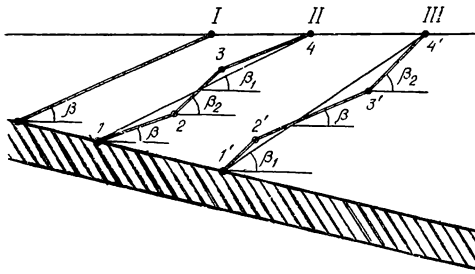


Рис. 9.3. Результирующий угол рабочего борта карьера при прямолинейном (*I*) и ломаном (*II*, *III*) профиле борта

та β. Если уменьшение угла рабочего борта может быть осуществлено увеличением ширины рабочих площадок, то максимальное значение жестко ограничивается минимально допустимой шириной рабочей площадки B_{min}.

Однако известны и на практике широко применяются технологические приемы некоторого увеличения угла β. В частности, с целью увеличения результирующего угла рабочего борта его профиль делают ломаным. На рис. 9.3 показано, что рабочий борт, имеющий угол β (положение *I* на рис. 9.3), можно разделить на три участка (положение *II*), из которых два (*1—2* и *3—4*) сохраняют угол β_1, обеспечивающий нормальную ширину рабочих площадок, а уменьшенным по ширине площадкам. Такая конструкция борта позволяет увеличить результирующий угол рабочего борта до $\beta_1 > \beta$.

По мере углубки карьера производится расконсервация уступов участка *2—3*, но переводятся во временно нерабочие другие уступы (положение *III*). Таким образом, поддерживается ломаный профиль борта и увеличивается на длительный период результирующий угол рабочего борта, что позволяет сделать календарный график более экономичным.

На других участках карьера временно нерабочие уступы могут быть на иных горизонтах, что делает форму поверхности рабочей зоны сложной и меняющейся во времени и в пространстве.

9.3. КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Направление углубки характеризуется линией, образованной перемещением центра выработки (траншеи, котлованы), с помощью которой осуществляется подготовка каждого горизонта по мере понижения горных работ (рис. 9.4).

Горные работы в установленных контурах карьера при заданной его производительности могут развиваться в различных направлениях в зависимости от геологического строения месторождения, формы карьера, вида транспорта, системы разработ-

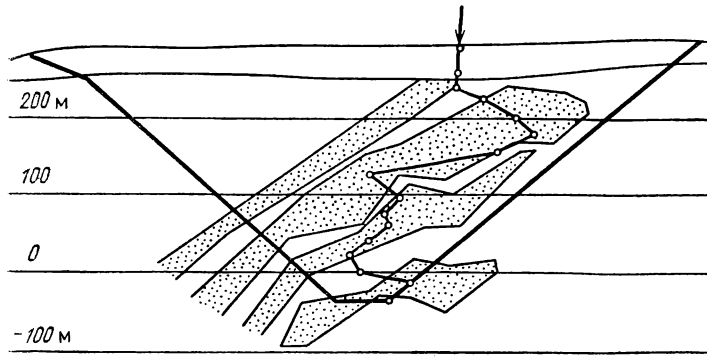


Рис. 9.4. Сложная линия углубки горных работ на Коашвинском карьере

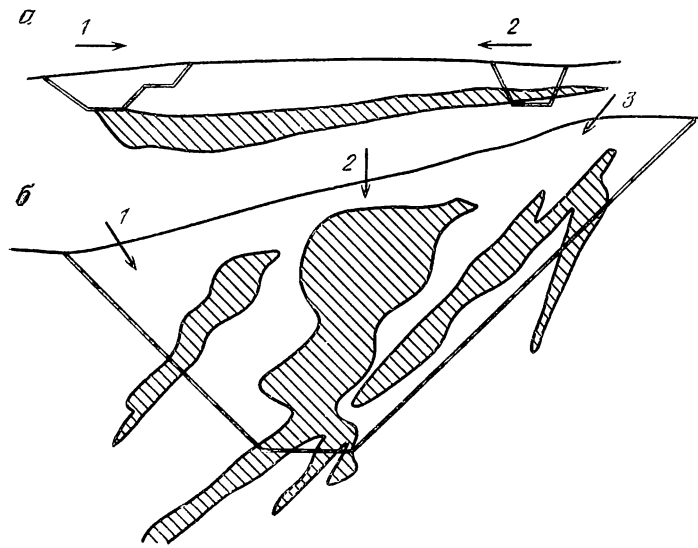


Рис. 9.5. Варианты (*1, 2, 3*) направлений развития горных работ в карьере при разработке горизонтального (*а*) и крутого (*б*) месторождений

ки. Возможные варианты развития горных работ на пологих и крутых месторождениях показаны на рис. 9.5.

Направление углубки предопределяет способ вскрытия. Оно может также оказать влияние на транспортные затраты. От направления углубки зависят распределение вскрыши по годам разработки, потери и разубоживание, качественные показатели добываемого полезного ископаемого и экономические результаты разработки. Оптимальный вариант углубки карьера, как показывает практика, может обеспечить на карьере средней

мощности экономический эффект, исчисляемый миллионами и десятками миллионов рублей. Поэтому задача выбора рационального развития горных работ является одной из главных задач при проектировании карьеров. Выбор оптимального направления развития горных работ требует анализа и технико-экономической оценки вариантов в динамике за длительный период. Определение оптимального направления развития горных работ осуществляется методами вариантов, графоаналитическим, аналитическим.

Задача определения оптимального развития горных работ исследована в трудах А. И. Арсентьева, Н. Д. Бевза, В. Г. Близнюкова и других исследователей. Методика решения этой задачи с применением ЭВМ разработана М. Н. Сивковым, В. М. Аленичевым, Д. Г. Букейхановым и др.

Критерием при выборе оптимального варианта обычно служит максимум приведенной прибыли, а для месторождений со стабильным качеством полезного ископаемого — минимальный средний (с начала отработки) коэффициент вскрыши. В зависимости от геологических и экономических условий могут использоваться также другие критерии: минимальный коэффициент горной массы, стабильная производительность карьера по заданному сорту руды и т. п.

Для определения оптимального направления развития горных работ при разработке однородных месторождений (с выдержанным по мощности и простиранию залежи качеством полезного ископаемого) обычно применяют *графоаналитический метод А. И. Арсентьева* с решением задачи на поперечных геологических разрезах.

При этом используются следующие критерии:

минимальные средние (с начала разработки) удельные эксплуатационные затраты

$$\frac{\Sigma З_i}{\Sigma Ц_i} \to \min; \tag{9.6}$$

средний (с начала разработки) коэффициент горной массы

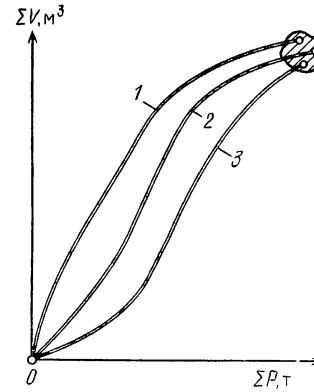
$$\Sigma Q_i / \Sigma M_i \to \min; \tag{9.7}$$

средний (с начала разработки) коэффициент вскрыши

$$\Sigma V_i / \Sigma P_i = \min, \tag{9.8}$$

где $\Sigma З_i$ — суммарные затраты на разработку месторождения с начала строительства до i-го года; $\Sigma Ц_i$ — ценность полученной за этот период продукции; ΣQ_i — суммарный объем горной массы, добытый с начала разработки до i-го года; ΣM_i — суммарное количество извлеченного полезного компонента из добытого до i-го года полезного ископаемого; ΣV_i — суммарный

Рис. 9.6. Кумулятивный график функции $\Sigma V = f(\Sigma P)$



объем вскрыши; ΣP_i — суммарный объем полезного ископаемого, добытый с начала разработки до i-го года.

Приняв несколько вариантов развития горных работ, определяют для каждого из них изменения объемов добычи и выемки вскрыши, соответственно, затрат и доходов, а также прибылей. На основании этих расчетов строят кумулятивные графики, отражающие динамику критериев (рис. 9.6). Графики *1, 2, 3* позволяют более обоснованно оценивать сравниваемые варианты направления развития работ в карьере.

Например, при оценке по этим критериям оптимальный вариант развития горных работ на однокомпонентном месторождении со стабильным выдержанным качеством обычно соответствует нижней ветви кумулятивного графика функции $\Sigma V = f(\Sigma P)$ на рис. 9.6.

Для сложноструктурных многокомпонентных месторождений (особенно для руд высокой ценности), когда влияние параметров горных работ на экономические показатели особенно значительно, выбор оптимального варианта осуществляется с использованием метода вариантов. В качестве критерия в этом случае принят максимум приведенной прибыли. Задача решается в несколько этапов. На первом этапе намечают варианты развития горных работ, которые удовлетворяют требованиям заданной производительности, соотношению добываемых сортов руд, условиям вскрытия и максимальному с начала разработки среднему коэффициенту вскрыши. Затем для каждого варианта выполняют горно-геометрический анализ и строят календарные планы развития горных работ. На основе календарных планов определяют ежегодные и суммарные приведенные затраты и прибыль, устанавливают динамику получения компонентов и путем технико-экономической оценки выбирают оптимальный вариант.

9.4. ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНОГО НАПРАВЛЕНИЯ УГЛУБКИ

Метод определения оптимального направления углубки на поперечном сечении месторождения разработан А. И. Арсентьевым. В качестве критерия чаще всего используется минимальный средний (с начала отработки) коэффициент вскрыши, который определяется по методу изолиний полезного ископаемого. Изолиния полезного ископаемого на поперечном сечении месторождения — это геометрическое место точек, при перемещении в любую из которых дна рабочей зоны карьера добывается одинаковое количество полезного ископаемого. Предположим, что на поперечном сечении (рис. 9.7) линия P_1 является изолинией полезного ископаемого. Если поместить дно рабочей зоны, контур которой обозначен линиями, проведенными под углом $\gamma_р$, в любую точку на этой линии (например, точки *К, Л, М*), то объемы полезного ископаемого внутри контуров рабочих зон будут одинаковы, т. е. $P_К = P_Л = P_М$. Оптимальным будет такое положение рабочей зоны, при котором объем горной массы в ее контуре будет минимальным, так как в этом случае средний (с начала отработки) коэфициент вскрыши будет минимальным, т. е.

$$(Q_i - P_i)/P_i = V_i/P_i = k_{ср} \rightarrow \min, \qquad (9.9)$$

где Q_i, P_i, V_i — соответственно объем горной массы, полезного ископаемого и вскрыши в контуре рабочей зоны.

Перемещая по изолиниям полезного ископаемого контур рабочей зоны и подсчитав для каждого положения объем горной массы, найдем на изолинии такую точку, которая соответствует минимальному объему горной массы. Через нее на данном горизонте должна проходить линия оптимального направления развития горных работ.

Изолинии для всех горизонтов на поперечном сечении (рис. 9.8) строятся следующим образом. Наносят на геологический разрез секущие горизонтальные линии *1*, *2*, *3*, ..., *8* с интервалом 25—50 м и вертикальные линии *б*, *в*, *г*, ..., *з*, которые являются возможными направлениями углубки. Кроме того, наносят возможные направления углубки на нерабочие борта карьера *g* и *и*. Затем перемещают контур рабочей зоны сначала по каждой горизонтальной линии и замеряют объем полезного ископаемого и горной массы внутри контура рабочей зоны в каждой точке пересечения горизонтальной линии с вертикальными плоскостями. Полученные данные заносят в табл. 9.1. После заполнения верхней части таблицы для каждого направления углубки строят график функции $\Sigma P = f(H)$ (рис. 9.9). По оси абсцисс откладываются этапы углубки карьера (1, 2, 3 и т. д.), а по оси ординат — нарастающие объемы

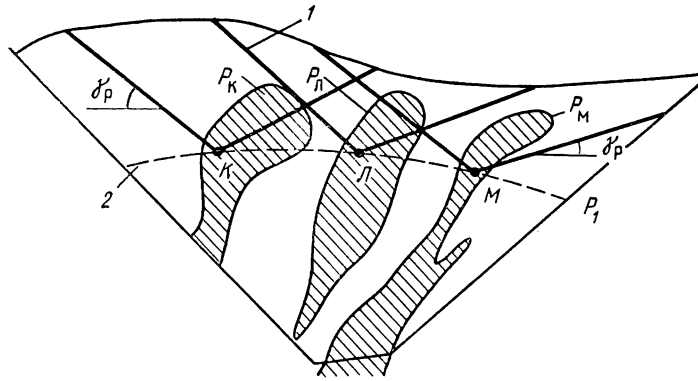


Рис. 9.7. Схема расположения контура рабочей зоны (*1*) на изолинии полезного ископаемого (*2*)

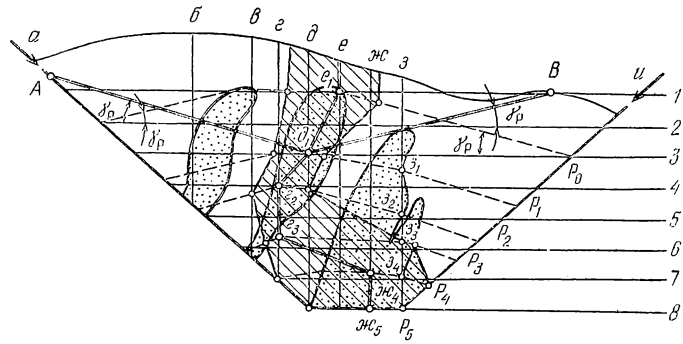


Рис. 9.8. Схема определения оптимального направления углубки на поперечном сечении месторождения

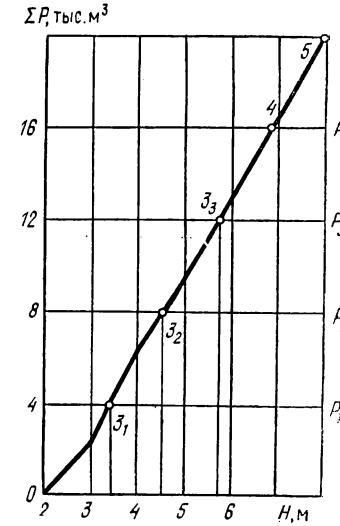
полезного ископаемого P, соответствующие этим этапам. На рис. 9.9 в качестве примера показана кривая только для одного направления углубки по линии *з*. Затем общий объем полезного ископаемого в контурах карьера делится на равные интервалы и в соответствии с этими интервалами на графике проводятся горизонтальные линии P_1, P, ... (см. рис. 9.9) Точки пересечения этих горизонталей с кривыми $P=f(H)$ соответствуют глубине, на которой добывается заданный объем полезного ископаемого. Эти точки переносят на поперечный разрез (см. рис. 9.8). Такое построение производится на всех направлениях углубки. Полученные точки на разрезе соединяют между собой по признаку равных объемов полезного ископаемого. В результате получают изолинии P_1, P_2, P_3 и т. д. Дополнительно проводят изолинию, соответствующую $P=0$. Для этого линия откоса рабочего борта перемещается сверху вниз до касания залежи.

Таблица 9.1

Изменение объемов полезного ископаемого и горной массы в зависимости от глубины карьера и направления углубки, м³

Этапы глубины и изообъемы полезного ископаемого	Направление углубки карьера								
	а	*б*	*в*	*г*	*д*	*е*	*ж*	*з*	*и*
					Полезное ископаемое				
1	—	—	0,1	0,16	—	—	—	—	—
2	—	1,62	1,13	1,62	1,65	1,11	0,58	0,25	—
3	2,2	3,81	3,94	4,16	4,33	3,44	3,15	2,64	—
4	5,87	6,52	7,11	7,65	7,78	6,68	6,36	6,21	1,56
5	9,79	—	10,72	10,75	10,91	10,81	9,87	9,25	6,23
6	11,64	—	13,06	13,37	14,1	14,16	13,52	13,12	15,51
7	14,05	—	14,05	15,69	16,22	16,9	16,57	16,25	18,63
8	19,05	—	19,05	19,05	19,05	19,05	19,05	19,05	19,05
					Горная масса				
$P_0=0$	6,48	5,22	4,41	4,11	3,86	3,71	4,01	4,22	6,32
$P_1=4$	27,65	27,04	26,53	21,4	20,8	24,0	24,55	21,84	35,8
$P_2=8$	42,05	40,96	40,82	37,34	40,55	39,84	43,6	42,04	50,21
$P_3=12$	61,35	—	61,92	54,04	56,95	54,64	57,37	56,66	60,95
$P_4=16$	69,19	—	69,92	69	69,97	68,6	67,33	69,27	70,75
$P_5=19{,}05$	76,25	—	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25

Рис. 9.9. График функции $\Sigma P=f(H)$



После построения изолиний на каждой из них находят точку оптимального направления углубки. Для этого перемещают контур рабочей зоны по изолинии, замеряют объем горной массы и записывают его в нижнюю часть табл. 9.1. В каждой строке находят минимальное значение объема горной массы, соответствующее оптимальной точке. Например, в строке P_0 — это точка *е*, в строке P_1 — это точка *д*. Соединив найденные точки, получают оптимальную линию направления углубки (см. рис. 9.8).

Учитывая погрешность исходных геологических данных, графических расчетов, а также то обстоятельство, что принятый критерий не учитывает многих значимых технологических факторов (особенностей вскрытия и т. п.), правильнее будет определять не линию углубки, а область рациональных направлений углубки карьера. На рис. 9.8 эта область заштрихована.

9.5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ПОНИЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Среднегодовое понижение горных работ на карьере (м/год) при увеличении его глубины от H_1 до H_2 за время T

$$Y=(H_2-H_1)/T. \qquad (9.10)$$

Годовая скорость понижения горных работ при отработке одного горизонта

$$Y=h_y/t, \qquad (9.11)$$

где h_y — высота уступа, м; t — продолжительность подготовки горизонта к эксплуатации, год.

Продолжительность подготовки горизонта к эксплуатации на карьере может быть различной. Она зависит от многих факторов. При расчете скорости понижения горных работ имеют в виду минимально возможное по горнотехническим условиям время подготовки горизонта. При этом в подготовительные включают только те работы, которые являются неизбежными и обязательными в соответствии с правилами технической эксплуатации. Минимально необходимый объем работ по подготовке нового горизонта включает (рис. 9.10) проведение въездной траншеи объемом $V_в$ и разрезной траншеи объемом $V_{р.т}$, а также выемку объема V_0 (для подготовки нового горизонта, обеспечивающего возможность в соответствии с правилами техники безопасности проведения разрезной траншеи объемом $V'_{р.т}$ на следующем нижнем горизонте). Расстояние, на которое должен переместиться борт разрезной траншеи, определяется шириной рабочей площадки. При последовательном выполнении этих работ одним экскаватором производительностью $Q_э$ время на подготовку горизонта

$$t=(V_в+V_{р.т}+V_0)/Q_э, \qquad (9.12)$$

где $Q_э$ — месячная производительность экскаватора, м³.

Для сокращения времени на подготовку горизонта используют несколько экскаваторов, совмещая их работу таким образом, чтобы обеспечить требования правил безопасности. После проведения въездной траншеи и разрезной траншеи на длину около 200 м объемом $V_{р.т1}$ в работу вводится 2-й экскаватор, который начинает работы по разносу борта разрезной траншеи (рис. 9.11). В результате этого время на подготовку нового горизонта сокращается и определяется по формуле

$$t^1=(V_в+V_{р.т1})/Q_э+(V_{р.т2}+V_0)/(2Q_э), \qquad (9.13)$$

где $V_{р.т}=V_{р.т}-V_{р.т1}$.

ПРИМЕР. Объем въездной траншеи 75 тыс. м³, длина разрезной траншеи 1500 м, поперечное сечение разрезной траншеи 450 м², объем работ по разносе борта на горизонте $V_0=1350$ тыс. м³, месячная производительность экскаватора 200 тыс. м³. Определить время подготовки нового горизонта при использовании одного экскаватора и второго экскаватора при такой же производительности на разносе борта траншеи.

Определяем объем разрезной траншеи:

$$V_р=450\cdot1500=675000.$$

По формуле (9.12) определяем время подготовки горизонта при последовательном выполнении работ одним экскаватором:

$$t=\frac{75+675+1350}{200}=10{,}5.$$

По формуле (9.13) определяем время подготовки горизонта при использовании второго экскаватора на разносе борта траншеи:

$$t'=\frac{75+450+200}{200}+\frac{(675-90)+1350}{2\cdot200}=5{,}7.$$

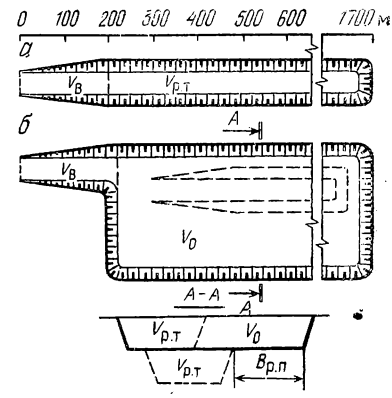


Рис. 9.10. Схема развития горных работ при подготовке нового горизонта:
а — начальная стадия; *б* — конечная стадия

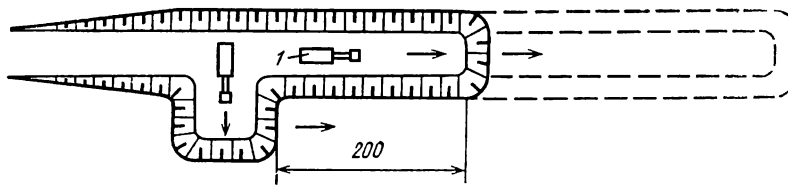


Рис. 9.11. Схема ускоренного развития горных работ при подготовке нового горизонта:
1 — экскаватор

Проф. А. И. Арсентьев на основе анализа календарных графиков подготовки горизонтов получил формулу для приближенного определения времени подготовки нового горизонта:

$$t = \frac{V_0}{N_э П_э} + \frac{L_б + L_в + L_0 + L_т}{v}, \qquad (9.14)$$

где V_0 — объем работ по расширению разрезной траншеи на лежащем выше уступе, обеспечивающем возможность подготовки нижнего уступа, м³; $N_э$ — число экскаваторов, занятых на расширении разрезной траншеи; $П_э$ — месячная производительность экскаватора на подготовке нового горизонта, м³; $L_б$ — длина экскаваторного блока, м; $L_в$ — длина выездной траншеи, м; $L_0 = 100 \div 150$ — допустимое минимальное расстояние между соседними экскаваторными блоками на уступе, м; $L_т$ — минимальная длина тупика траншеи, при которой можно начинать проведение ее вторым забоем в обратном направлении при вскрытии карьера тупиковыми съездами, м; v — месячная скорость проведения траншеи, м.

Анализ формулы (9.14) показывает, что продолжительность подготовки нового горизонта может быть уменьшена, а скорость понижения горных работ может быть увеличена путем

уменьшения объема разрезной траншеи и длины экскаваторного блока.

Формулы (9.12) и (9.14) применимы при одностороннем развитии горных работ. В случае двустороннего развития горных работ требуется разнос обоих бортов разрезной траншеи, что при ограниченном числе экскаваторов приведет к увеличению времени подготовки нового горизонта. Результаты расчетов по этим формулам являются приближенными, так как они не учитывают возможности ввода дополнительных экскаваторов, разницу в производительности экскаваторов при разносе бортов, время на перегоны экскаваторов и других факторов.

Графический метод А. И. Арсентьева позволяет более точно, с учетом конкретных горнотехнических условий, размещения залежей и вскрывающих выработок, организации горноподготовительных работ, порядка ввода в работу и производительности каждого экскаватора, рассчитать время подготовки горизонта. На графике линиями и условными обозначениями показывается место, время и вид той или иной работы. Графическое изображение процесса подготовки горизонта и слагаемых его операций в пространстве и во времени облегчает поиск оптимального варианта.

Рассмотрим графический метод определения скорости понижения горных работ на примере подготовки нового горизонта глубиной 15 м, показанного на рис. 9.12. На плане горных работ наносят шкалу расстояний в виде пикетов через 50—100 м и эту шкалу откладывают по оси ординат на графике $L=f(T)$ (рис. 9.13).

В рассматриваемом примере подготовка производится одним экскаватором, месячная производительность которого равна 100, 115 и 125 тыс. м^3 при проведении въездной траншеи, разрезной траншеи и на разносе борта. Объем въездной траншеи 150 тыс. м^3, объем разрезной траншеи 675 тыс. м^3, объем разноса борта 1350 тыс. м^3.

Перемещение экскаваторных забоев при подготовке горизонта показано на графике (см. рис. 9.13). Проведение въездной траншеи на расстояние 200 м в течение 1,5 мес изображено отрезком *a*—*b*, проведение разрезной траншеи на расстояние 1500 м в течение 5,8 мес — отрезком *b*—*c*. После проведения разрезной траншеи экскаватор на короткое время (0,5 мес) останавливается для выполнения профилактического ремонта (отрезок *c*—*c'*). Затем экскаватор отрабатывает три заходки при разносе борта (отрезки *c'*—*d*, *d*—*e*, *e*—*f*). Каждая из этих линий изображает перемещение экскаватора при отработке заходки длиной 1500 м в течение 3,6 мес. Общее время на подготовку горизонта составляет 18,7 мес. Годовая скорость понижения горных работ

$$h=\frac{15}{18{,}7}\cdot 12=9{,}6 \text{ м}.$$

Чтобы увеличить скорость понижения горных работ, необходимо ввести в работу второй экскаватор, который будет перемещаться на расстоянии 200 м от первого. Нанесем на графике ограничительную линию *k*—*l*, параллельную линии *b*—*c* и отстоящую от нее на расстоянии 200 м, а также разграничительную линию *r*—*p*, разделяющую заходки по длине на блоки длиной по 750 м. Второй экскаватор с месячной производительностью 125 тыс.

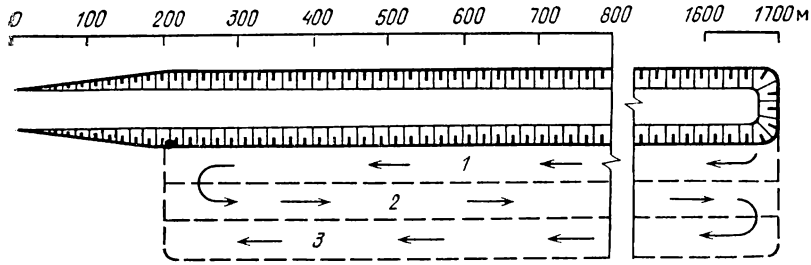


Рис. 9.12. Схема выемки заходок при разносе борта разрезной траншеи:
1, 2, 3 — порядок выемки

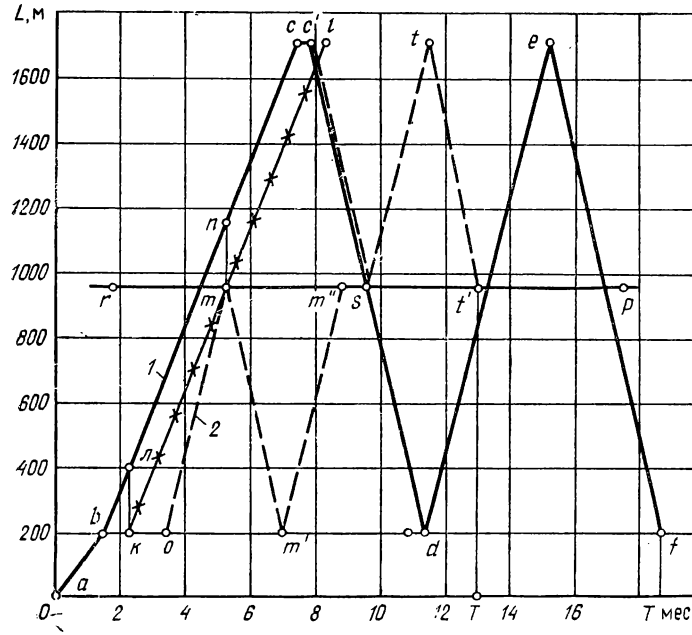


Рис. 9.13. График перемещения экскаваторов вдоль фронта работ L при подготовке нового горизонта:
1 — экскаватор № 1; *2* — экскаватор № 2

м³ будет отрабатывать блок заходки в течение 1,8 мес. Найдем на шкале времени графика точку *о*, перемещаясь от которой, второй экскаватор достигает верхней границы блока в точке *m*, т. е. на предельно допустимом расстоянии от первого экскаватора, положение которого в данный момент зафиксировано точкой *n*. Найти точку легче, если в масштабе графика начертить прямую, отражающую скорость отработки блока вторым экскаватором, а затем ее параллельным перемещением фиксировать точку *m*. Таким образом, перемещение экскаватора при отработке блока на расстоянии 200 м от пикета 200 до пикета 950 м будет отражено на графике линией *от*. Затем второй экскаватор отрабатывает вторую и третью заходки

($m—m'$ и $m'—m''$). Первый экскаватор, проведя разрезную траншею (отрезок $b—c$) и пройдя профилактический ремонт (отрезок $c—c'$), начинает отработку первой заходки, двигаясь от пикета 1700 м в обратном направлении (см. рис. 9.13). Дойдя до пикета 950 м (отрезок $c'—s$), он поворачивает назад и начинает отработку второй заходки (отрезок $s—t$), а затем отрабатывает третью заходку ($t—t'$) и в точке t' заканчивает разнос борта до заданной ширины 60 м. Как видно из графика, продолжительность подготовки нового горизонта составляет (точка T_1) 13 мес. Годовая скорость понижения горных работ равна 13,8 м, т. е. почти в 1,5 раза больше, чем при работе лишь одного экскаватора:

$$h_г = \frac{15}{13} \cdot 12 = 13{,}8 \text{ м}.$$

Анализ графика показывает, что можно найти варианты организации работ с еще меньшей продолжительностью подготовки горизонта. Примеры, характеризующие широкие возможности графического метода определения времени подготовки новых горизонтов в различных горно-геологических условиях при различных способах вскрытия, приведены в трудах А. И. Арсентьева и др.

9.6. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Система разработки, понимаемая как совокупность горных работ, проводимых в пределах карьерного поля в определенном порядке во времени и в пространстве или как конструкция рабочей зоны и форма ее развития во времени и в пространстве, наряду со вскрытием является важнейшей составной частью технологии горного производства как при открытом, так и при подземном способе добычи.

Рациональная, правильно выбранная для данных горно-геологических и организационно-экономических условий система разработки во многом определяет экономичность и безопасность горных работ, а также их воздействие на окружающую среду.

Число систем разработки при открытом способе относительно невелико, по сравнению, например, с подземным. Однако сформулировать наименование системы разработки, применяющейся на том или ином карьере, не всегда просто, так как одной и той же системе в разных классификациях могут быть даны различные названия. Например, одна и та же система разработки, представленная на рис. 9.14, А-1, по классификации Е. Ф. Шешко называется бестранспортной, а по классификации В. В. Ржевского — сплошной продольной однобортовой.

Между тем название системы имеет существенное практическое значение как в учебном процессе при изучении различных дисциплин, так и в практической работе на горных предприятиях при нормировании затрат энергии, труда материалов, а

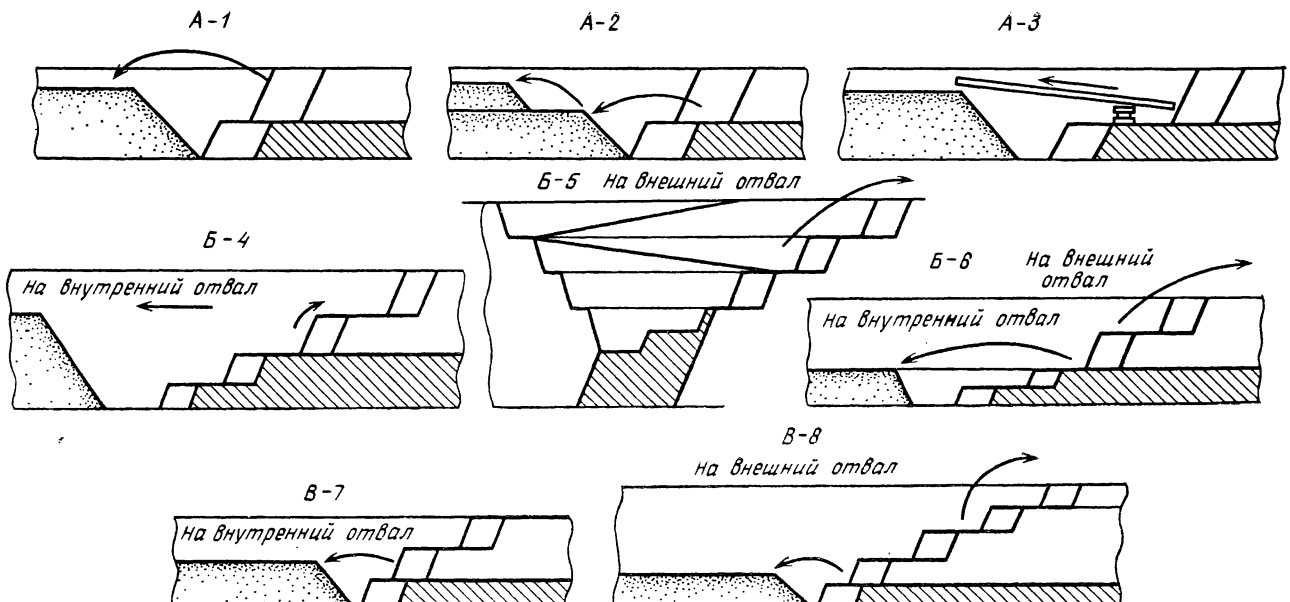


Рис. 9.14. Подразделение систем открытой разработки в зависимости от способа перемещения вскрыши

также при проектировании для сопоставления и выбора рациональных технических решений и т. п. Наименование системы разработки должно отражать те основные особенности технологии горных работ в определенных горно-геологическх условиях, которые существенно отличают данный технологический комплекс от прочих.

К числу таких особенностей относятся: во-первых, способ механизации выемки и доставки горных пород, во-вторых, формирование рабочей зоны в пространстве и во времени, т. е. ее конструкция и динамика.

Соответственно этим признакам в теории открытой разработки были предложены классификации Е. Ф. Шешко, Н. В. Мельникова и др., в которых системы открытой разработки по способу перемещения пород в отвалы разделяются на бестранспортные, транспортные и комбинированные, а также классификации (В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева и др.), в которых системы разработки разделены в зависимости от порядка формирования рабочей зоны. Основной недостаток классификации первой группы состоит в том, что они не учитывают специфику разработки крутых и наклонных месторождений, где главными отличительными признаками являются конструкция рабочей зоны и ее динамика. Основной недостаток классификаций второй группы состоит в том, что они не характеризуют способ доставки породы в отвалы, т. е. тот процесс, на который идет до 60—70% всех затрат горного цикла.

Для того, чтобы избежать односторонней и поэтому недостаточно полной характеристики системы разработки, что имеет место в каждой из указанных групп классификаций, необходимо отразить в названии системы разработки оба существенных признака — способ перемещения вскрыши, как главный технологический процесс горного производства, а также конструкцию рабочей зоны и порядок развития в ней вскрышных и добычных работ, как важнейший признак технологии открытых горных работ.

Такой подход позволил в 1982 г. предложить *технологическую классификацию* (табл. 9.2) систем открытой разработки, в которой: а) объединены основные положения классификаций обеих групп; б) учтены обе важнейшие характерные особенности технологии открытой разработки; в) сохранены традиционные, вошедшие в практику проектирования и планирования наименования основных составляющих элементов названий систем разработки.

Классификационными признаками, расположенными по значению в убывающем порядке, являются: способ перемещения вскрыши, форма развития рабочей зоны, расположение фронта работ в плане, количество бортов или направление перемещения фронта работ.

Таблица 9.2

Технологическая классификация систем открытой разработки (по В. С. Хохрякову)

Индекс системы	Наименование систем разработки в зависимости от				Условия применения системы разработки
	способа перемещения вскрыши	развития рабочей зоны	расположения фронта работ в плане	направления перемещения фронта работ	
А	Бестранспортная	Сплошная	Продольная Поперечная	Одно- или двухбортовая	Горизонтальные и пологие залежи и пласты относительно небольшой мощности (до 20—30 м) и небольшой мощности вскрыши (до 20—455 м)
			Веерная	Центральная или рассредоточенная	
			Кольцевая	Центральная или периферийная	
Б	Транспортная	Сплошная	Продольная Поперечная	Одно- или двухбортовая	Горизонтальные и пологие залежи и пласты большой мощности
			Веерная	Центральная или рассредоточенная	
			Кольцевая	Центральная Периферийная	Наклонные и крутые залежи и глубокозалегающие месторождения
		Углубочная	Продольная Поперечная	Одно- или двухбортовая	
			Веерная	Рассредоточенная	
			Кольцевая		
В	Комбинированная	Сплошная и углубочная	Те же в различных сочетаниях		Горизонтальные и пологие залежи большой мощности вскрыши, с переменным углом падения

В зависимости от способа перемещения вскрыши системы открытой разработки делятся на три класса — бестранспортные, транспортные и комбинированные, условные индексы которых соответственно А,Б,В (см. рис. 9.14).

Бестранспортные системы разработки характеризуются тем, что вскрышные породы перемещаются экскаваторами или отвалообразователями во внутренние отвалы.

При системе разработки с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши А-1 перемещение породы из забоя до отвала производится вскрышным экскаватором, а при краткой перевалке (А-2) — вскрышными и отвальными экскаваторами, работающими совместно.

При системе разработки с перевалкой вскрыши отвалообразователями А-3 перемещение породы из забоя до отвала производится консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами.

При всех бестранспортных системах разработки порода перемещается из забоя в отвалы поперек фронта работ, т. е. по кратчайшему расстоянию. Поэтому системы с перевалкой породы во внутренние отвалы являются наиболее простыми и, как правило, наиболее экономичными. Однако они могут применяться только при пологих углах падения и не слишком большой мощности пластов. Кроме того, при этих системах существует жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как количество вскрываемых запасов ограничивается рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

Транспортные системы разработки характеризуются перевозкой вскрышных пород при помощи транспортных средств.

При системе разработки с перевозкой во внутренние отвалы Б-4 порода перемещается на сравнительно короткое расстояние по пути с благоприятным профилем, обычно без подъема в грузовом направлении.

Система с перевозкой породы на внешние отвалы Б-5 характеризуется перемещением породы на более значительные расстояния, обычно по пути с подъемом в грузовом направлении.

Система с перевозкой породы частично на внутренние и частично на внешние отвалы Б-6 имеет признаки первых двух систем этой группы.

Транспортные системы разработки сложнее бестранспортных и менее экономичны. Но они могут применяться при любых условиях залегания месторождения и поэтому получили большее распространение. При этих системах зависимость между подвиганием вскрышного и добычного фронта работ менее жесткая, исходя из потребности можно вскрыть необходимое количество запасов.

Применяют также комбинированные системы, сочетающие признаки бестранспортных и транспортных систем. По признаку относительного преобладания перевалки или перевозки выделяют систему с частичной перевозкой пустых пород во внутренние или внешние отвалы В-7 и систему с частичной перевалкой пустых пород во внутренние отвалы В-8.

В первом случае благодаря частичной перевозке породы, обычно с верхних уступов, расширяется возможность использо-

вания технико-экономических преимуществ бестранспортных систем разработки. Во втором случае частичное применение перевалки породы во внутренние отвалы, обычно с нижних уступов карьера, позволяет улучшить технико-экономические показатели транспортных систем разработки, так как транспортные подступы к нижним горизонтам карьера оказываются обычно более трудными.

Относительная сложность и экономичность комбинированных систем разработки зависят от доли участия перевозки и перевалки. Чем больший объем пород будет разрабатываться по бестранспортной системе, тем экономичнее комбинированная система разработки.

В зависимости от формы развития рабочей зоны выделены два подкласса — сплошные с постоянной высотой рабочей зоны (рис. 9.14, А и Б) и углубочные — с переменной высотой рабочей зоны (рис. 9.14, Б-5).

В зависимости от расположения фронта работ в плане и направления его перемещения классы и подклассы разделены соответственно на группы (продольные, поперечные, веерные и кольцевые) и подгруппы (однобортовые, двухбортовые, центральные, рассредоточенные, периферийные) (рис. 9.15).

Кроме того, системы разработки характеризуются местом расположения отвалов (внутренние или внешние), направлением выемки в профиле (горизонтальными, наклонными или крутыми слоями) и другими дополнительными признаками.

Классификационные признаки позволяют формировать *наименование систем разработки.*

В зависимости от конкретных горно-геологических условий значение того или иного признака может меняться, что должно находить соответствующее отражение в наименовании системы разработки для данного месторождения. Таким образом, на основе предлагаемой классификации может быть сформировано наименование системы разработки, наиболее полно характеризующее как способ перемещения вскрыши, так и конструкцию рабочей зоны, ее развитие в конкретных горно-геологических условиях, например:

бестранспортная продольная однобортовая;

транспортная сплошная с веерным однобортовым фронтом и внутренними отвалами;

транспортная углубочная двухбортовая с поперечным расположением фронта работ и т. д.

Кроме наименования, каждая система разработки характеризуется параметрами и показателями.

Основные параметры системы: высота и угол откоса рабочих уступов, ширина заходок рабочих площадок, угол наклона рабочего борта, параметры рабочей зоны, углы наклона выемочных слоев, разделяющих залежь полезного ископаемого и толщу

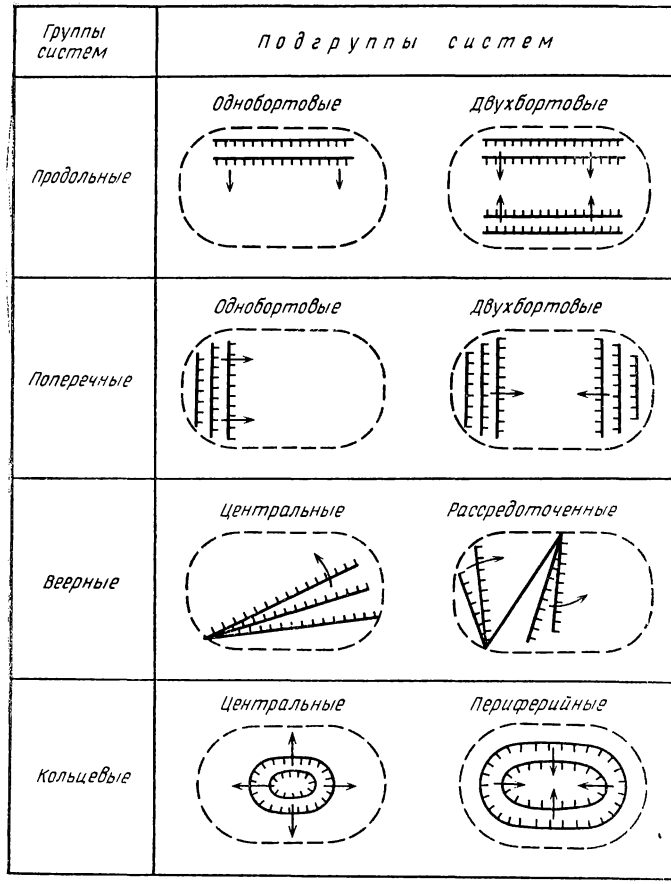


Рис. 9.15. Подразделение систем открытой разработки в зависимости от конструкции рабочей зоны

вскрыши, число рабочих уступов вскрышных, добычных и на внутреннем отвале, длина фронта работ, число рабочих бортов, величина вскрытых и готовых к выемке запасов.

Основные показатели: скорость подвигания уступов, скорость углубки карьера, производительность с единицы рудного и породного фронтов работ, производительность с 1 м^2 рабочей зоны (вскрышной, добычной) и др.

Контрольные вопросы

1. Какими элементами и параметрами определяется конструкция рабочей зоны карьера?

2. Какие закономерности определяют формирование рабочей зоны карьера в процессе разработки месторождения? Напишите формулы, нарисуйте схемы.

3. Какие критерии используются при определении направления развития горных работ в карьере?

4. Метод определения оптимального направления углубки в карьере (по А. И. Арсентьеву).

5. Методы определения скорости понижения горных работ в карьере: аналитический и графический (по А. И. Арсентьеву).

6. Дайте определение понятия «система разработки». Какие признаки положены в основу технологической классификации систем открытой разработки (по В. С. Хохрякову)?

7. Какие параметры и показатели характеризуют систему разработки?

8. Дайте наименование систем разработки на примерах нескольких карьеров.

10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ

10.1. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

Вскрытие, т. е. выполнение горных и строительных работ по созданию на карьере комплекса капитальных и временных траншей и съездов, а также других горных выработок и сооружений, обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности осуществляется не только при строительстве карьера, но также, особенно при разработке наклонных и крутых месторождений, в процессе эксплуатации карьера.

При строительстве карьера вскрытие осуществляется путем проведения горно-капитальных и строительных работ, в процессе выполнения которых удаляется первоначальная вскрыша и создается доступ к полезному ископаемому, проводятся капитальные и разрезные траншеи, создается система транспортных коммуникаций.

Месторождение считается вскрытым, когда закончены горно-капитальные работы и созданы вскрытые запасы полезного ископаемого, в объеме, достаточном для начала работ по эксплуатации карьера.

Карьер по мере отработки месторождения изменяет свои размеры и форму. Вследствие этого должны изменяться конструкция и расположение капитальных траншей и съездов с тем, чтобы система транспортных коммуникаций была в каждый момент разработки месторождения не только достаточной для

заданных объемов перевозок, безопасной и экономичной, но также обеспечивающей дальнейшее развитие карьера. Поэтому в период эксплуатации карьера работы по вскрытию включают проходку траншей и съездов для вскрытия новых горизонтов и участков карьера, а также реконструкцию действующих вскрывающих выработок и транспортных коммуникаций. Развитие вскрывающих выработок и системы транспортных коммуникаций должно быть предусмотрено в проекте карьера и планах горных работ на длительный период и, если не на весь период разработки, то, по крайней мере, на 10—15 лет. Оно становится понятным, если достаточно полно отражается на чертежах (планах и поперечных сечениях) последовательного развития горных работ в карьере. Как минимум должно быть показано положение вскрывающих выработок на момент сдачи карьера в эксплуатацию, на момент полного развития горных работ и на конец отработки залежи в проектных контурах карьера.

На разных карьерах и даже на одном и том же карьере, но в различные периоды его эксплуатации могут применяться различные способы вскрытия.

Способ вскрытия — это комплекс вскрывающих горных выработок и сооружений на карьере, характеризуемый их структурой, конструкцией, количеством, пространственным положением, динамичностью.

При правильно выбранном способе вскрытия должны быть минимальны: дальность транспортирования пустых пород и руды, срок строительства и объем горно-капитальных работ, а распределение объемов вскрыши по годам разработки такое, при котором максимальные объемы вскрыши выполняются в более отдаленные периоды.

Способ вскрытия может быть оценен по величине капитальных затрат на строительство карьера и эксплуатационных затрат на первый период (10—15 лет) эксплуатации. Эти затраты, будучи приведенными к одному году, должны быть в сумме при оптимальном варианте наименьшими.

На выбор способа вскрытия влияют многие факторы: условия залегания месторождения, рельеф местности, а также место расположения приемных устройств (обогатительной фабрики, отвалов, станций и т. д.) и других поверхностных сооружений, виды горного и транспортного оборудования, принятого для разработки месторождения; система разработки месторождения; производительность карьера (годовые объемы вскрышных работ и распределение объема вскрыши по годам разработки).

На выбор способа вскрытия значительно влияют принятые для эксплуатации система разработки и вид транспорта, так как от него зависят уклоны капитальных траншей, их длина и форма трассы.

Таблица 10.1

Классификация способов вскрытия (по В. С. Хохрякову)

Группа способов вскрытия	Основные классификационные признаки				Рациональные условия применения
	Расположение выработок относительно контура карьера и конструкция выработок	Форма трассы	Стационарность выработок	Число выработок и место их расположения	
А	Внешние траншеи	Прямая	Капитальные и временные	Одна центральная, одна или две фланговые	Небольшая глубина карьера, верхние горизонты глубоких карьеров
Б	Внешние полутраншеи	Прямая	Капитальные или реже временные	Одна или две фланговые	Гористый рельеф местности, верхняя группа уступов
		Петлевая, тупиковая	Капитальные		Месторождения на косогоре
В	Внутренние траншеи	Прямая	Капитальные и скользящие	Одна или несколько	Карьеры небольшой глубины, отдельные горизонты карьеров
		Тупиковая, петлевая			Карьеры средней и большой глубины
		Спиральная	Капитальные и временные	На всех бортах	Карьеры средней и большой глубины
Г	Крутые внешние траншеи	Прямая или зигзагообразная	Капитальные и реже временные	Одна или несколько фланговых или центральных	Вскрытие глубоких карьеров для подъема горной массы скипами и конвейерами
Д	Подземные: стволы, рудоспуски (тоннели, штольни)	Вертикальная наклонная, горизонтальная	Капитальные и временные	Центральные и фланговые	Гористый рельеф местности (для спуска горной массы) и глубокие карьеры

В практике проектирования горных предприятий и управления их эксплуатацией, а также при изучении и исследованиях открытых разработок существенное значение имеет наименование способа вскрытия, которое должно достаточно полно характеризовать его основные признаки, составные элементы, параметры и показатели.

Для того, чтобы сформировать наименование того или иного способа вскрытия, пользуются следующими характеристиками способов вскрытия: конструкцией выработок, их пространственным положением и количеством, формой трассы, степенью, динамичностью.

В табл. 10.1 приведена классификация способов вскрытия.

В качестве первого классификационного признака приняты конструкция вскрывающей выработки и ее пространственное положение относительно конечного контура карьера. В зависимости от этого признака способы вскрытия разделены на пять классов — А, Б, В, Г и Д. Каждый класс подразделяется на подклассы и группы в зависимости от других классификационных признаков — формы трассы, стационарности, числа выработок и места их расположения относительно центра карьерного поля в плане.

Табл. 10.1 позволяет без труда формировать наименование способа вскрытия для конкретных условий путем последовательного перечисления названия выработок в порядке значимости классификационных признаков. Например, «вскрытие двумя внешними капитальными отдельными фланговыми траншеями», «вскрытие тупиковыми скользящими съездами» и т. д.

В практике чаще всего применяются комбинации различных вскрывающих выработок и систем транспортных коммуникаций, не укладывающиеся в простые сочетания названий. Поэтому названия способов вскрытия могут быть сложными, и в них первоочередными являются те признаки, которые оказываются наиболее значимыми в данных конкретных условиях.

10.2. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ВСКРЫТИЯ

При проектировании вскрытия, так же как в других принципиальных задачах проекта карьера, таких, как обоснование границ открытой разработки, производственной мощности карьера и других, используется метод приближения. Вначале намечаются контурно возможные варианты, затем производится их приближенный расчет и оценка, далее, по мере решения других смежных задач, производятся отбор и корректировка вариантов вскрытия. Наконец, после согласования и увязки взаимосвязанных решений по границам карьера и его производственной мощности, размещению поверхностных нарушений, охране окружающей среды и другим производятся детальные расчеты

и чертежи, характеризующие способ вскрытия и его динамику. Способ вскрытия находится в сложной взаимосвязи со схемой разработки и размещением поверхностных сооружений. Способ вскрытия зависит от вида транспорта, условия залегания месторождения и определяет режим горных работ и их экономическую эффективность. Поэтому проектирование вскрытия представляет собой сложную многовариантную комплексную технико-экономическую задачу, в которой многие определяющие факторы не поддаются количественной оценке.

Задача усложняется вследствие ее динамического характера, так как система вскрытия развивается в течение всего периода разработки и обычно подвергается неоднократной реконструкции.

Задача решается путем количественной и качественной оценки технически возможных вариантов. Предварительно из общей комплексной задачи выделяется и решается ряд частных задач. При этом обычно соблюдается следующий концептуальный подход: в начале решаются вопросы развития горных работ в карьере, т. е. для каждого календарного года эксплуатации или для принятых фиксированных моментов времени (этапов) устанавливаются пространственное положение горных работ, объемы вскрыши и полезного ископаемого и место их выемки в рабочей зоне, а затем решается задача конструкции и размещения грузотранспортных коммуникаций. Другими словами, вначале формируются грузопотоки, исходные и конечные их пункты, а затем конструируется система горных выработок, обеспечивающая реализацию этих грузопотоков. Для проектирования вскрытия необходимы следующие исходные данные:

топографический план местности в масштабе 1:2000 и 1:5000;

геологические профили с установленными конечными, промежуточными и перспективными контурами карьера;

параметры принятого вида транспорта;

зоны воздействия карьера и других сооружений на окружающую среду;

принятые направления и интенсивность развития горных работ;

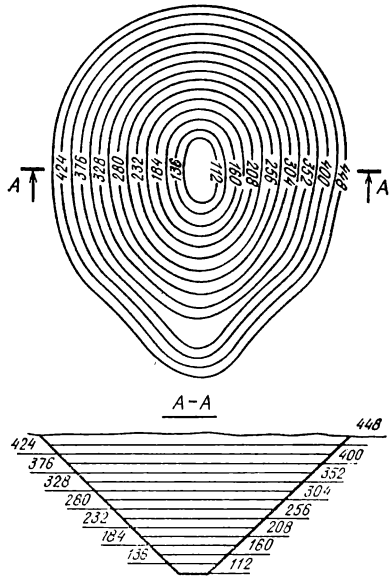
календарный план выемки вскрыши и добычи руды;

принятые параметры элементов системы разработки (высота уступа, ширина рабочей площадки и др.).

При проектировании задачи решаются в следующей последовательности:

1. На основании поперечных и продольных профилей составляется план карьера в изолиниях для основных этапов его развития — на конец строительства, на момент освоения производственной мощности, на конец отработки. В сложных геологических условиях глубоких карьеров с длительным сроком экс-

Рис. 10.1. План карьера в изолиниях



плуатации составляются промежуточные планы. На планы наносят контур карьера, рельеф местности и изолинии горизонтов на бортах карьера (рис. 10.1).

2. Определяется рациональное направление развития горных работ и составляются промежуточные планы, характеризу-

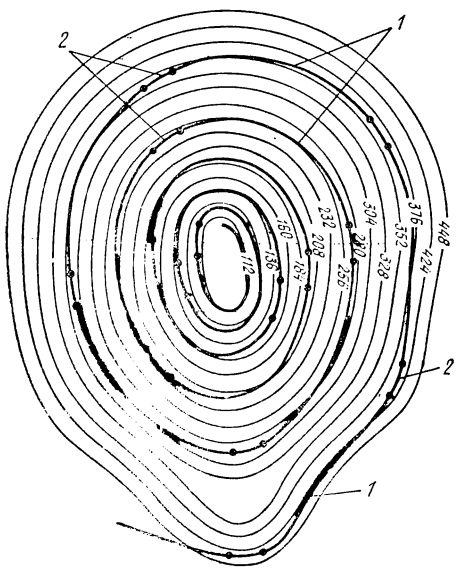


Рис. 10.2. План трассы съезда в карьере:
1 — наклонные участки съезда;
2 — площадки примыкания

ющие положение горных работ по мере их развития (в том числе для фиксированных этапов и глубин, при которых возможна или намечена реконструкция или переход на новый вид транспорта).

3. Устанавливаются местоположение отвалов и основных поверхностей сооружений — обогатительной фабрики, железнодорожных станций и т. п., а также зоны воздействия основных объектов предприятия на окружающую среду и ценность земельных участков, имеющихся строений.

4. Определяются места ввода трассы в карьеры, а также расположение и конфигурация внешних траншей, въездов на отвалы.

5. Определяются параметры трассы: уклон, радиусы поворотов, форма примыканий, длина траншей, длина площадок примыкания, длина элементарных участков съездов и др.

6. Устанавливается форма трассы, ее стационарность и границы размещения в пределах карьерного поля.

7. Производится предварительное трассирование для конечных или перспективных контуров (рис. 10.2) и для нескольких промежуточных положений (в том числе для начального периода развития горных работ).

Если рассматривается несколько вариантов вскрытия, то указанные построения производятся для каждого из них. Осуществляется увязка конструкции трассы с развитием горных работ.

8. Определяются объемы транспортных работ, строятся календарные графики вскрышных и добычных работ и рассчитываются показатели, необходимые для технико-экономического сравнения вариантов способа вскрытия и системы грузотранспортных коммуникаций. Проверяется пропускная (провозная) способность транспортных коммуникаций, соответствие схемы вскрытия наименьшей дальности перевозок и другим критериям.

9. На планах карьера изображается трасса снизу вверх на конец отработки, на момент сдачи карьера в эксплуатацию и для других периодов разработки, т. е. производится детальное трассирование.

10.3. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГЕНПЛАНА

Генеральным планом карьера называют графическое масштабное изображение рельефа поверхности, горных выработок, промышленных зданий, сооружений, транспортных и энергетических сетей в районе горных разработок и объектов жилого массива. Иногда его называют ситуационным планом карьера. Он вычерчивается в масштабах 1 : 5000, 1 : 10 000, 1 : 25 000. В состав проекта генерального плана включается пояснитель-

ная записка, в которой дается характеристика района, площадки строительства, пусковых комплексов и очередей строительства, приводятся объемы земляных работ, состав и местоположение существующих, реконструируемых, строящихся и сносимых объектов, геодезические привязки к топографической основе зданий и сооружений. При разработке рабочих чертежей генеральный план детализируется.

В зависимости от назначения и состава генеральный план может быть проектным, строительным, разбивочным и исполнительным. На проектном плане показывается размещение всех постоянных поверхностных зданий и сооружений и трасс подземных коммуникаций. На строительном плане показываются основные постоянные объекты и все временные здания и сооружения. Проектируется строительный план на основе проекта организации строительства и проектного генерального плана. Разбивочный и исполнительный генеральные планы содержат данные для переноса предыдущих проектов в натуру и отражают фактическое положение застройки в период строительных работ на площадках.

Основными объектами генерального плана являются карьеры, стволы шахт, отвалы пустых пород и бедных руд, обогатительные фабрики, склады и бункера, хвостохранилища обогатительных фабрик, железнодорожные станции, промплощадки, ремонтные цехи и склады, базисные и расходные склады взрывчатых материалов, жилой поселок или город и др.

Территория, предназначенная для расположения объектов карьера, называется земельным отводом. Площадь земельных отводов зависит от масштаба предприятия, горно-геологических условий и технологии переработки руд. Она достигает нескольких тысяч гектаров. Под промплощадки, поверхностные транспортные и инженерные коммуникации приходится 30—60% земельного отвода, а под отвалы — до 20—30%. Так, земельный отвод Донского ГОКа составляет около 4800 га. Из них 350 га занято карьерами, 585 га — отвалами, 100 га — водохранилищами, 50 га — хвостохранилищами.

Проектированию генерального плана предшествуют разнообразные натурные инженерные изыскания и расчеты по горной части проекта. Исходная документация для проектирования включает результаты геологических, гидрологических, геодезических и других изысканий, топографические планы района, промежуточный план карьера и план карьера на конец разработки, объемы горных работ, их механизацию, технологию добычи и переработку сырья и др.

Генеральный план горнодобывающего предприятия разрабатывается на основе общегосударственных и отраслевых нормативных документов (строительных норм и правил, санитарных норм, отраслевых норм технологического проектирования, пра-

вил безопасности). *Рациональный генеральный план характеризуется следующими признаками*:

минимальным расстоянием транспортирования вскрыши и полезного ископаемого;

минимальной площадью земельного отвода и использованием худших земельных участков (с точки зрения их сельскохозяйственного использования); это требование направлено на уменьшение затрат на оплату занимаемых земельных угодий и на рекультивацию земель, нарушенных горными работами;

минимальным числом пересечений железнодорожных путей автомобильными и пешеходными дорогами с целью повышения безопасности перемещения людей и уменьшения затрат на регулирование движения на охраняемых переездах;

минимальным объемом работ по устройству трасс железнодорожных путей, автодорог, линий электропередачи, сетей водоснабжения, теплофикационных, канализационных, а также площадок под здания и сооружения;

наилучшими санитарными и бытовыми условиями для расположения жилых зданий и культурно-бытовых сооружений;

стационарностью основных сооружений на срок не менее 10—15 лет; при необходимости переноса крупных сооружений срок их службы должен быть обоснован экономическими расчетами.

В общих затратах, связанных с расположением сооружений, затраты на перевозку вскрыши и полезного ископаемого составляют 70—80%, затраты на планировку трасс и площадок — 10—20%, затраты на рекультивацию и оплату земельных угодий — 5—7%.

Наиболее экономичный вариант, как правило, характеризуется минимальным удалением поверхностных сооружений от карьера. Однако приближение поверхностных сооружений к карьеру ограничивается конечными или перспективными контурами карьера, а также границами санитарной, взрывоопасной, сейсмоопасной и санитарно-защитной зон.

Проектирование ситуационного плана начинается с оконтуривания карьера и его зон.

Местоположение карьера определяется залеганием полезного ископаемого. На плане показываются контуры карьера, соответствующие его конечной или перспективной глубине. При поэтапной разработке наносятся промежуточные контуры с указанием момента их достижения. Вокруг карьера выделяются взрывоопасная, сейсмоопасная, санитарная зоны и граница возможного сдвижения бортов, внутри которых нецелесообразно расположение постоянных промышленных объектов (кроме отвалов) и жилых массивов (рис. 10.3).

Границы взрывоопасной зоны определяются по условию действия воздушной волны от взрыва заглубленных зарядов и по

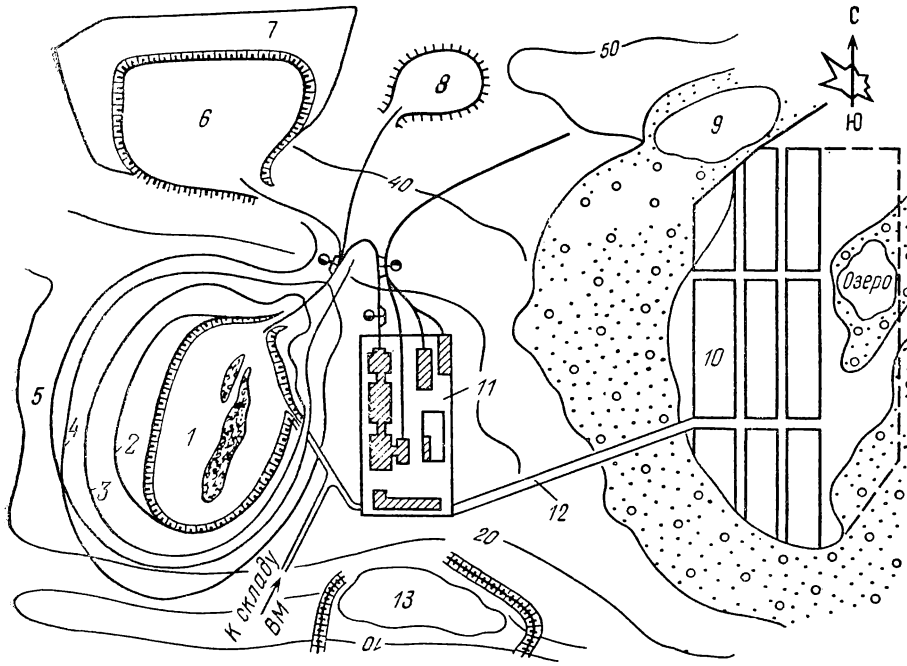


Рис. 10.3. Ситуационный план карьера:
1 — карьер; *2* — предельный контур карьера; *3* — граница взрывоопасной зоны; *4* — граница сейсмоопасной зоны; *5* — граница санитарной зоны; *6* — отвал пород; *7* — граница отвала; *8* — отвал бедных руд; *9* — озеро; *10* — поселок; *11* — промплощадка; *12* — автодорога; *13* — шламохранилище

разлету осколков породы. В связи с динамичностью горных работ взрывоопасная зона подвижна. Максимальный ее радиус вычисляется для случая ведения буровзрывных работ по верхнему приконтурному уступу карьера. Радиус взрывоопасной зоны по условию действия воздушной волны

$$r_в = k_в \sqrt[3]{Q}, \qquad (10.1)$$

где Q — масса заряда ВВ, кг; $k_в$ — коэффициент пропорциональности ($k_в = 20 \div 50$ при $Q < 20$ т, $k_в = 200$ при $Q > 20$ т).

Радиус опасной зоны по условию разлета кусков породы для сооружений зависит от линии наименьшего сопротивления и показателя действия взрыва и находится в пределах 200—600 м.

Сейсмически безопасное расстояние определяется по формуле

$$r_с = k_с \alpha \sqrt[3]{Q_{экв}}, \qquad (10.2)$$

где $k_с$ — коэффициент, учитывающий свойства пород в основании сооружений (для монолитных скальных пород $k_с=3$, для нарушенных скальных пород $k_с=5$, для щебня $k_с=7$, для песчаных пород $k_с=8$, для глинистых пород $k_с=9$, для насыпных пород $k_с=15$); α — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва $n_в$ ($\alpha=1$ при $n_в=1$, $\alpha=0{,}8$ при $n_в=2$, $\alpha=0{,}7$ при $n_в=3$); $Q_{экв}$ — эквивалентный заряд, равный суммарной массе зарядов взрываемых скважин, кг.

Окончательно радиус взрывоопасной зоны принимается максимальным из полученных значений. Обычно он лимитируется разлетом кусков породы и принимается в пределах 300—600 м для людей и 200—300 м для механизмов и сооружений.

Ширина санитарно-защитной зоны, внутри которой воздух загрязняется продуктами взрывов, отработанными газами работающих машин, пылью, принимается в пределах 500—1000 м.

При длительном стоянии погашенных бортов карьера возможно их сдвижение и обрушение за пределами контура погашения из-за неточности расчета устойчивых углов откоса. Поэтому следует выделить *зону обрушения бортов*, ширина которой зависит от прочности пород, условий их залегания, водонасыщенности, глубины карьера, других факторов и находится в пределах 75—100 м.

Если местоположение и контуры карьера определяются пространственным положением разрабатываемой залежи полезного ископаемого, то размещение остальных объектов технологического комплекса в земельном отводе должно удовлетворять комплексу требований безопасности, экологичности, экономичности и др.

Прежде всего должно быть учтено негативное воздействие объектов горного предприятия на окружающую среду и найдено такое их расположение, при котором достигается наименьшая степень этого воздействия при соблюдении требований безопасности и экономичности.

Для решения этой задачи используется *методика зон техногенного влияния.*

Влияние горного производства на окружающую среду происходит по направлениям, которые соответствуют природным ресурсам, вовлекаемым прямо или косвенно в производственный процесс (водные ресурсы, атмосфера, земля, недра и пр.). Вокруг каждого технологического объекта (отвала, карьера, аглофабрики, шламохранилища и пр.) формируется, как правило, несколько зон техногенного влияния на природные ресурсы (зона загрязнения атмосферы, зона отчуждения земель, зона геохимического загрязнения почв и т. д.). В целом же вокруг горного предприятия располагается территория, на которой имеет место ухудшение состояния природной среды — совокупность зон техногенного влияния горного производства.

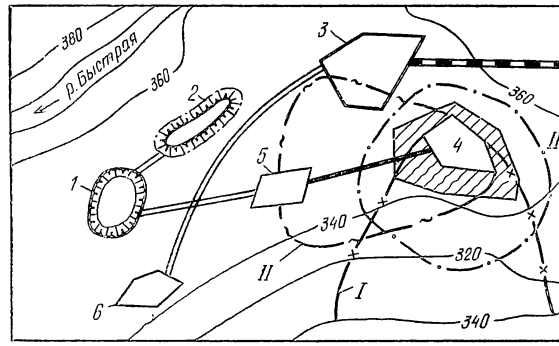


Рис. 10.4. Границы зон влияния шламохранилища:
I — геохимического загрязнения почв; *II* — загрязнения атмосферы; *III* — загрязнения подземных вод; *1* — карьер; *2* — отвал; *3* — пос. Рудный; *4* — шламохранилище; *5* — фабрика; *6* — промплощадка

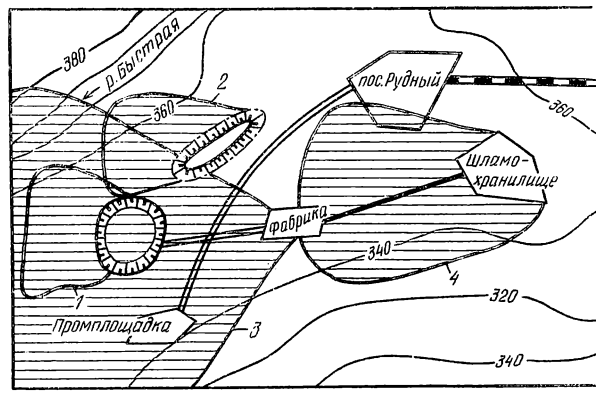


Рис. 10.5. Границы зон загрязнения атмосферы карьером (*1*), отвалом (*2*), обогатительной фабрикой (*3*), шламохранилищем (*4*)

Каждому направлению воздействия на окружающую среду — землю, водные запасы, атмосферу, недра — может соответствовать несколько зон техногенного влияния. Формирование зоны влияния зависит от наличия того или иного вида техногенного воздействия — механического, гидравлического, геохимического, теплового и пр.

Площадь зоны техногенного влияния, как правило, в несколько раз превышает площадь, занимаемую объектом, формирующим зону влияния. Размеры и качественные параметры зон влияния характеризуют воздействие горного производства на окружающую среду и изменяются в пространстве в зависимости от изменения качественных и пространственных харак-

теристик формирующих их объектов или технологических процессов.

На рис. 10.4 и 10.5 показаны примеры зон вокруг шламохранилища (геохимического загрязнения почв, загрязнения атмосферы и подземных вод) и зон загрязнения атмосферы карьером, обогатительной фабрикой и шламохранилищем.

Изменением месторасположения объектов предприятия можно найти такой вариант границ совокупности зон техногенного влияния с учетом характеристик и ценности участков земельного отвода, при котором достигаются наилучшие результаты.

Так как задача поиска оптимального варианта размещения объектов горного предприятия с учетом воздействия на окружающую среду является многовариантной и динамической, то ее практическое решение возможно лишь с применением ЭВМ и автоматизированных банков данных оцениваемых территорий.

Объекты технологического комплекса (например, обогатительные фабрики, отвалы), оказывающие вредное воздействие на охраняемые массивы, должны размещаться с учетом господствующих ветров. Направление и сила господствующих ветров — важнейший климатический фактор, устанавливаемый по данным метеорологических наблюдений и выражаемый графически в виде розы ветров (рис. 10.6). Действие ветра учитывается при определении зоны загрязнения пылью, дымом и газами. Направление действия господствующих ветров отмечается на плане в виде зоны, проходящей через центр источника вредностей. Вокруг этой зоны определяются полоса рассеивания и расстояние полного исчезновения вредной концентрации пыли, дыма, газов.

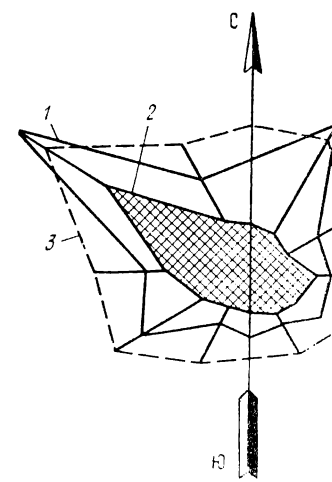


Рис. 10.6. Роза ветров:
1 — линия повторяемости ветров до 1,9 м/с; *2* — линия повторяемости ветров более 10 м/с; *3* — линия средней скорости ветра

Отвалы пород и бедных руд с целью сокращения транспортных затрат по возможности приближаются к карьеру. Под них отводятся площади, где отсутствуют даже перспективные запасы руд, угля, преимущественно непахотные и безлесные участки, болота, пустоши. Их предпочтительно размещать в погашенных горных выработках в оврагах, на склонах гор. Для улучшения естественного проветривания карьера между отвалами с наветренной стороны целесообразно оставлять воздушный коридор.

Для уменьшения площадей, отводимых под отвалы, последние выполняются многоярусными (высотой до 120—160 м).

Обогатительные фабрики, промежуточные склады, перегрузочные бункера располагаются по направлению от карьера к железнодорожной станции МПС. Жилые поселки, культурно-бытовые здания и сооружения должны располагаться по возможности вблизи лесного массива, водоема, на южных и западных склонах возвышенностей и вне зоны вредного воздействия пыли, газов, выделяемых промышленными установками. Кроме того, необходимо учитывать удобства перевозки трудящихся к местам работы и др.

На промышленной площадке карьера располагаются ремонтная и административно-хозяйственная службы, склады, а также технологический комплекс для переработки сырья. Здания и сооружения на промышленной площадке должны находиться за конечными контурами карьера и за пределами взрыво- и сейсмоопасной зон.

Обычно промышленная площадка устраивается в непосредственной близости от устья выездной траншеи (между поселком и карьером). К промышленной площадке подводятся транспортные коммуникации для перевозки рабочих, доставки оборудования и материалов, вывоза товарной продукции внешнему потребителю, подвода тепла, воды и др. Базисные и расходные склады ВМ удаляются от промышленной площадки на расстояние не менее 500—700 м, а от населенных пунктов — не менее чем на 1000—1500 м. Монтажная площадка для мощного оборудования (экскаваторов, буровых станков) устраивается либо у устья выездной траншеи, либо на рабочих горизонтах). Монтаж мелкого оборудования ведется на месте его будущей работы или на промплощадке.

Поселок располагается в комфортной зоне на расстоянии 1,5—5 км и с наветренной стороны вблизи естественных или искусственных водоемов, на южных и западных склонах возвышенностей. От промышленной зоны она должна отделяться лесом или лесонасаждениями. Планировка поселка должна органически сочетаться с природными условиями.

Земельный отвод карьера определяется с учетом площадей, занимаемых перечисленными объектами, и может осуществлять-

ся этапами (под отвалы). Часть отведенных земель подлежит последующей рекультивации.

Местоположение поверхностных сооружений зависит от их размеров, назначения и характера, скорости и направления действия господствующих ветров и других климатических условий, рельефа поверхности, вида карьерного транспорта, способа вскрытия и направления развития горных работ, срока разработки месторождения, очередности развития карьера. Одним из важнейших факторов, определяющих рациональное расположение сооружений, является рельеф местности, если он представлен возвышенностью, косогором или холмами. В этом случае затраты на планировку местности достигают 2—3% капитальных затрат на строительство карьера, а затраты на транспортные и прочие коммуникации значительно возрастают. Поверхностные сооружения стремятся расположить таким образом, чтобы обеспечить минимальный объем планировочных и строительных работ и создать грузопоток основных грузов, имеющий направление сверху вниз. Отвалы нагорных карьеров и обогатительные фабрики располагаются, как правило, ниже разрабатываемых горизонтов. В гористой местности возникает необходимость обеспечения устойчивости сооружений и защиты их от селевых потоков, снежных лавин и др.

Конструкция и параметры транспортных коммуникаций зависят от вида карьерного транспорта. Менее жесткие требования к расположению поверхностных сооружений предъявляет автотранспорт (по сравнению с железнодорожным транспортом).

Расположение отвалов пород и приемных пунктов полезного ископаемого зависят от способа вскрытия и направления развития горных работ. По возможности их необходимо располагать вблизи выхода капитальной траншеи из карьера и со стороны того борта, откуда начинают развиваться горные работы.

Срок службы сооружений на одном месте зависит от продолжительности разработки и очередности развития горных работ.

10.4. ПОЭТАПНОЕ РАЗВИТИЕ ОТВАЛОВ

Внешние отвалы и другие поверхностные сооружения размещают за конечными контурами карьера. При поэтапной разработке с длительностью каждого этапа 10—15 лет и более возможно временное складирование пород внутри перспективных контуров. Например, часть пород первого этапа размещается в зоне будущих работ второго этапа. При расконсервации бортов первого этапа временные отвалы перемещаются на постоянное место. Это позволяет уменьшить в первые годы расстоя-

ние транспортирования и высвободить значительные денежные средства, которые могут быть эффективно и длительное время использованы в народном хозяйстве. Если условный прирост средств выше затрат на дополнительное перемещение пород, то поэтапное размещение отвалов экономично. Экономия от уменьшения расстояния транспортирования пород

$$\Delta Э = V\,\Delta L C_{тр}\gamma, \qquad (10.3)$$

где V — объем отсыпаемых пород; ΔL — разница в длине транспортирования; $C_{тр}$ — затраты на 1 т·км; γ — плотность пород.

Через T лет потребуется вновь погрузить, отвезти и уложить тот же объем пород. Сумма дополнительных затрат, приведенных к моменту отсыпки временных отвалов,

$$Э_{доп} = Э'_{э} + Э'_{тр} + Э_{о} \approx V\,(C_{э} + \Delta L C'_{тр}\gamma C_{о})\,\frac{1}{(1+E)^{T}}, \qquad (10.4)$$

где $Э_{э}'$, $Э'_{тр}$, $Э_{о}'$ — соответственно приведенные затраты на погрузку, транспортирование и отвалообразование; $C_{э}$, $C'_{тр}$, $C_{о}$ — удельные затраты на погрузку, транспортирование и отвалообразование пород.

Местоположение отвалов определяется из условия

$$\Delta L\,C_{тр}\gamma = \frac{C_{э} + \Delta L C'_{тр}\gamma + C_{о}}{(1+E)^{T}}. \qquad (10.5)$$

Если принять $C_{тр} \approx C'_{тр}$, то из выражения (10.5) получим

$$\Delta L = \frac{C_{э} + C_{о}'}{C_{тр}\gamma\,[(1+E)^{T} - 1]}. \qquad (10.6)$$

Чем больше значение T, тем при меньшем значении ΔL будет достигаться экономический эффект, а при большей разнице в расстоянии транспортирования он будет иметь большое значение.

ПРИМЕР. При $C_{э}=8$ коп/с³, $C_{о}=2$ коп/м³, $C_{тр}=8$ коп/(т·км), $\gamma=2{,}5$ т/м³, $T=5$ лет, найдем, что значение ΔL должно быть не менее 1,4 км. При $T=10$ лет значение ΔL может быть уменьшено до 0,5 км. Минимальный эффект достигается при $\Delta L=1{,}4$ км, при $\Delta L=2$ км он увеличивается на 40% и при $\Delta L=3$ км он в 2 раза больше.

Постоянные отвалы в плане целесообразно проектировать в несколько этапов (3—5 и более) (рис. 10.7). На первом этапе породы складируются в несколько ярусов с отсыпкой их на предельную высоту на ограниченной площади. На втором и последующих этапах отвалы в основном расширяют в плане. Такая схема поэтапного отвалообразования, широко применяемая при автомобильном и конвейерном транспорте, по сравнению со схемой поярусного развития отвалов сразу на всей площади имеет следующие преимущества:

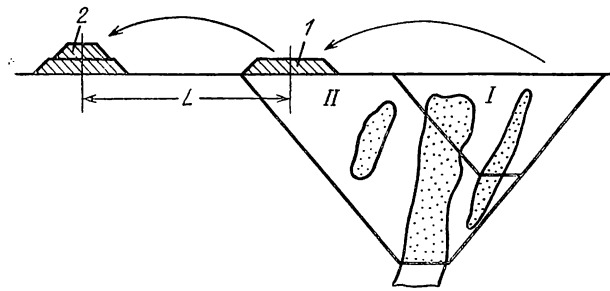


Рис. 10.7. Схема поэтапного размещения отвалов:
I, II — соответственно первая и вторая очереди карьера; *1, 2* — соответственно временный и постоянный отвал

земли под отвалы изымаются из сельскохозяйственного пользования постепенно, что уменьшает экономический ущерб, наносимый народному хозяйству от вовлечения недр в разработку;

рекультивация отвалов и возвращение земель для сельскохозяйственного использования осуществляются раньше;

уменьшается расстояние перемещения пород в первые годы, что позволяет уменьшить затраты на транспортирование;

отодвигаются сроки переноса сооружений, попавших в зону горного отвода, что позволяет повысить эффективность использования ранее сделанных капитальных затрат на их строительство.

Экономический эффект от поэтапного развития отвала пропорционален объему складируемых пород и тем выше, чем больше высота отвалов и число этапов.

10.5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОМПЛОЩАДКИ

Объекты административной, хозяйственной и ремонтной служб по первичной обработке полезного ископаемого размещаются в зоне, называемой промышленной. Состав ее объектов зависит от структуры предприятия, вида и качества полезного ископаемого, масштаба горных работ и вида их механизации, вида внутрикарьерного транспорта и от других структур.

Заметно отличаются технологические комплексы угольных и рудных карьеров с обогащением полезного ископаемого на месте и карьеров, с которых полезное ископаемое отправляется внешнему потребителю сразу из забоев. Промышленная база структурно упрощается, если обогатительная фабрика обслуживает несколько добывающих предприятий (карьеров, шахт) и входит как самостоятельная единица в состав комбината, размещаясь обособленно. Промплощадки карьеров с железнодорожным транспортом включают большее число объек-

тов, чем карьеры с автомобильным и конвейерным транспортом.

При проектировании промплощадки необходимо определить номенклатуру зданий и сооружений, объемы строительных и архитектурно-планировочных работ.

В комплекс промплощадки входят следующие объекты:

производственно-технологические здания и сооружения (технологический комплекс), предназначаемые для приема, сортировки, обогащения, перегрузки и усреднения полезного ископаемого;

механические мастерские, кузнечные, долотозаправочные, и электромеханические цехи, звеносборочные и ремонтные площадки;

электроподстанции, насосные, котельные, компрессорные и др.;

аварийные склады топлива, склады оборудования, материалов, запасных частей, отходов металла, горючесмазочных материалов;

депо, железнодорожные пути, станционные здания, экипировочные устройства, гаражи, автодороги, пункты заправки горючесмазочными материалами;

административно-хозяйственные здания.

Генплан промплощадок проектируется на основе следующих принципов. Планировка промплощадки должна обеспечивать благоприятные условия для производственного процесса, рациональное использование земли, минимальный объем строительных работ и эффективное использование капитальных затрат. Промплощадка выбирается в районе спокойного рельефа с естественным уклоном до 0,01, а в случае возведения на площадке крупногабаритных корпусов и развития разветвленной сети железных дорог — с уклоном до 0,005. Породы должны быть прочными и устойчивыми. Площадка не должна затопляться паводковыми водами. С целью исключения сложных гидроизоляционных работ при возведении зданий и сооружений желательно, чтобы уровень грунтовых вод был на глубине не менее 7—9 м. Промплощадка не должна располагаться над залежами полезных ископаемых (за исключением обоснованных случаев). Промплощадка разбивается на 3—4 сектора по функциональному признаку. В одном секторе группируются технологические объекты, в другом — хозяйственно-подсобные, в третьем — складские, в четвертом — административно-бытовые.

Потоки людей и грузопотоки (руды, угля, готовой продукции, материалов) должны рассредоточиться и иметь минимум пересечений. Поэтому фабрику, депо, гаражи целесообразно устраивать по периферии промплощадки со стороны выезда из карьера, а склады — со стороны внешних подъездных путей (рис. 10.8).

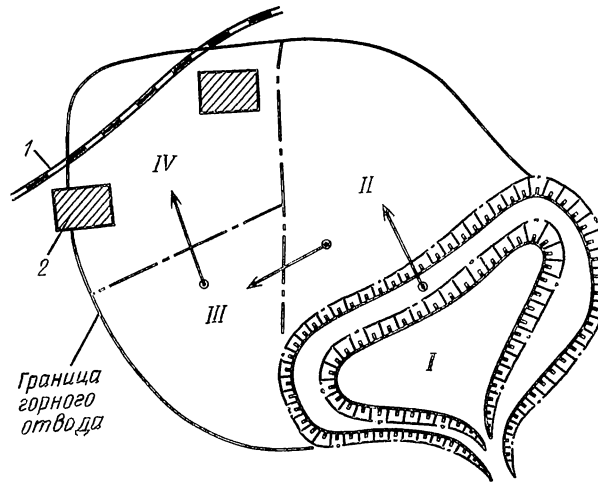


Рис. 10.8. Схема поэтапного развития постоянных отвалов:
I, II, III, IV — этапы отвала; *1* — железнодорожный путь; *2* — здание

В едином строительном комплексе размещают механические, электроремонтные, кузнечные и долотозаправочные мастерские совместно со складом запасных частей и материалов. Типовые ремонтно-складские здания являются одноэтажными (высотой 10—13 м) и многопролетными. Ширина пролета 6—12 м, ширина здания 48—72 м. Цехи оборудованы козловым краном. Служебно-бытовые помещения встроены на антресолях. Полный комплекс служб для обслуживания и ремонта транспортных машин имеется в железнодорожном депо и автогараже. При открыто-подземной разработке месторождения однопрофильные объекты (административно-бытовой комбинат, механические мастерские) шахты и карьера объединяются. Застройка территории должна быть плотной. Предусматривается также возможное расширение некоторых объектов. Расстояния между зданиями должны быть минимальными, но не меньше значений, приведенных ниже.

Расстояние между зданиями, м, в зависимости от степени их огнестойкости

I и *II*	*III*	*IV* и *V*
Не нормируется	9	12
9	12	15
12	15	18

В районах северных и средних широт продольные оси зданий и световые фонари промышленных корпусов ориентируют под углом 45—110° к меридиану (для лучшей освещенности

рабочих мест). Для защиты территории площадки от снежных заносов высокие и длинные здания располагают в наветренной стороны. Полузамкнутые в плане здания строятся в порядке исключения.

Оборудование, создающее при работе значительные динамические нагрузки, размещается в отдельных корпусах.

Развитие транспортной сети промплощадки зависит от применяемого вида транспорта. Промышленные дороги вводятся со стороны капитальной траншеи. При использовании железнодорожного транспорта на доставке полезного ископаемого, материалов, оборудования, вывозе продукции вводы путей должны быть тупиковыми. Расстояния между ними и сооружениями принимаются в строгом соответствии с габаритами приближения строений.

На территории промышленной зоны прокладываются автодороги общего пользования, обеспечивающие подъезд к каждому зданию и сооружению грузовых и пожарных автомашин. Если ширина объекта более 18 м, то подъезд должен быть двусторонним.

Автодороги общего пользования, как правило, делаются с асфальто- и цементобетонным покрытием.

Административно-бытовой комбинат строится вблизи главного входа. Если площадь промплощадки более 5 га, то должно быть не менее двух въездов.

На территории промплощадки прокладываются сети промышленного, противопожарного и бытового водопроводов. К каждому зданию подводится тепло- и электроэнергия. Теплоэнергия вырабатывается котельной или подается от местной ТЭЦ. Рекомендуется совмещенная прокладка всех сетей (кроме трубопроводов с горючими газами и легковоспламеняющимися веществами). Запрещается размещение подземных сетей под проезжей частью дорог. Расстояние от зданий до водопроводов и канализации принимается более 5 м, до теплоцентралей — 2 м, жл электрокабелей и кабелей связи — более 0,6 м. Обязательно проектируются очистные сооружения промышленных и хозяйственно-бытовых стоков, размещаемые вне промплощадки.

Склады горючих материалов проектируются заглубленными с вместимостью для легковоспламеняемых продуктов до 4000 т, для горючих продуктов — до 20 000 т. Все помещения для хранения и раздачи нефтепродуктов размещаются в одном здании, удаленном от других на расстояние более 100 м при I категории их огнестойкости и на расстояние более 40 м при II и III категориях их огнестойкости.

Территория промплощадки благоустраивается. Предусматриваются площадки для отдыха, спорта, озеленение. Обязательно предусматривается озеленение (ширина полосы не ме-

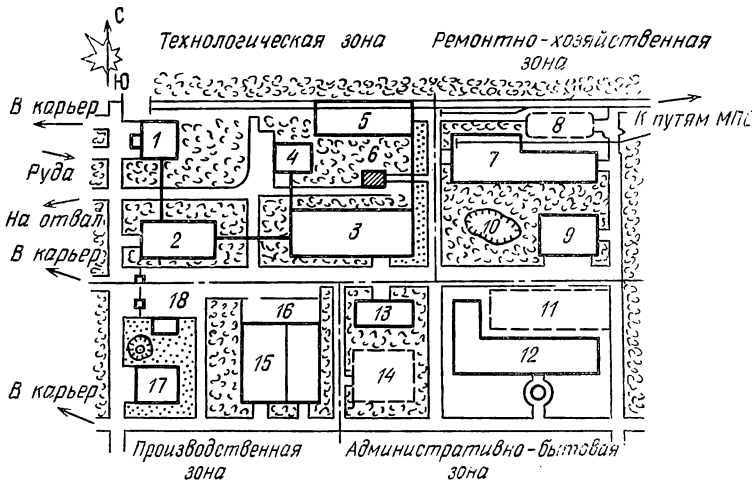


Рис. 10.9. Схема расположения зданий и сооружений на промплощадке:
1 — корпус крупного дробления; *2* — корпус среднего и мелкого дробления; *3* — корпус обогащения; *4* — склад хвостов; *5* — склад концентрата; *6* — котельная; *7* — центральные механические мастерские; *8* — склад металлолома; *9* — гараж; *10* — пожарный резервуар; *11* — стоянка автомашин; *12* — административно-бытовое здание; *13* — материальный склад; *14* — спортивный комплекс; *15* — гараж большегрузаых машин; *16* — стоянка автомашин; *17* — пожарное депо; *18* — склад горючесмазочных материалов

нее 5 м) перед зданиями управления, лабораторией, столовых, здравпункта, производственных и вспомогательных служб. Площадь озеленения промплощадки должна быть не менее 15% общей ее площади (кроме районов Крайнего Севера и Юга).

Общими показателями эффективности планировочных решений являются объемы строительных работ, площадь промплощадки и коэффициент застройки, равный отношению площади, занимаемой зданиями и сооружениями, к площади промплощадки. Для железорудных карьеров он должен быть не менее 0,27, для карьеров цветных металлов — не менее 0,33, для угольных и сланцевых карьеров — не менее 0,26—0,28, для гидромеханизированных карьеров — не менее 0,35, для карьеров строительных материалов при экскаваторной разработке — не менее 0,27.

Существуют типовые схемы компоновки промплощадки угольных и рудных карьеров (рис. 10.9). При привязке к конкретным условиям компоновка типовых схем может видоизменяться.

Контрольные вопросы

1. Основные требования к рациональному способу вскрытия.
2. Какие признаки положены в основу классификации способов вскрытия (по В. С. Хохрякову)?

3. Как сформировать наименование способа вскрытия? Дайте наименование способам вскрытия на примере нескольких карьеров.

4. Каков порядок проектирования вскрытия?

5. Какие требования предъявляются к размещению поверхностных объектов горного предприятия?

6. Как определяются зоны воздействия карьера на окружающую среду?

7. В чем состоит экономическая эффективность поэтапного развития отвалов?

8. Основные требования к рациональному размещению зданий, сооружений на промплощадке карьера.

11. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРОВ

11.1. ПОРЯДОК ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

В практике проектирования используются термины — *производственная мощность* и *производительность горного предприятия* (карьера, шахты, горно-обогатительного комбината), под которыми понимается объем добычи полезного ископаемого в единицу времени — год, месяц, сутки.

В строгом понимании терминов под производственной мощностью понимается максимально возможная расчетная добыча полезного ископаемого установленного качества в сутки или в год, т. е. максимально возможная производительность карьера при принятых проектом условиях (оборудования, организации производства и т. п.).

Однако в практике проектирования горных предприятий в технической литературе эти оба термина используются зачастую как синонимы.

В процессе добычи полезного ископаемого открытым способом неизбежна выемка пустых пород (вскрыши), объем которых может во много раз превышать объем собственно полезного ископаемого.

Поэтому производственная мощность карьера определяется в проекте не только по добыче полезного ископаемого, но и также по выемке вскрыши, а в сумме по выемке горной массы:

$$П_{г.м} = П_{и} + П_{в}, \qquad (11.1)$$

где $П_{г.м}$, $П_{и}$, $П_{в}$ — производственная мощность (производительность карьера соответственно по выемке горной массы, полезного ископаемого и вскрыше).

Если добыча полезного ископаемого измеряется в тоннах, а выемка вскрыши в м^3, то показатели $П_и$ и $П_в$ должны быть приведены к одному измерению.

$$П_{г.м} = П_и \frac{1}{\gamma_и} + П_в, \qquad (11.2)$$

или

$$П_{г.м} = П_и + П_в \gamma_в, \qquad (11.3)$$

где $\gamma_и$, $\gamma_в$ — плотность соответственно полезного ископаемого и вскрышных пород.

Годовые объемы работ по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши жестко взаимосвязаны между собой в соответствии с горно-геологическими условиями.

При разработке горизонтальных месторождений, когда значения текущих коэффициентов вскрыши в разные периоды разработки приблизительно одинаковы и близки к среднему, соотношение между производительностью карьера по добыче и вскрыше в основном постоянно и выражается формулой

$$П_в = П_и k_{ср}, \qquad (11.4)$$

$k_{ср}$ — средний коэффициент вскрыши.

При разработке наклонных и крутых месторождений текущие коэффициенты вскрыши в течение всего периода разработки могут изменяться в несколько раз, в начале возрастая, а затем, при доработке карьера, снижаясь. Поэтому производственная мощность по горной массе, а на нее должны рассчитываться мощности оборудования, транспорта, обеспеченность рабочей силой, энергией, материалами и т. д., в течение срока эксплуатации колеблется в значительных пределах. Чтобы в этих условиях сохранить стабильную мощность предприятия по добыче полезного ископаемого, приходится уже в проекте принимать мощность карьера по выемке вскрыши переменной — различной для разных периодов отработки месторождения. Это осложняет решение задачи по определению оптимальной производственной мощности карьера.

Практически производственная мощность карьера при разработке наклонных и крутых месторождений будет установлена для основных периодов разработки, если будет установлен календарный график ежегодных объемов по добыче руды и выемке вскрыши. Так как при разработке месторождения возможно применение различных видов транспорта, экскаваторов и другого оборудования, различных систем разработки и способов вскрытия, различных способов переработки добываемого полезного ископаемого и т. п., то может возникнуть весьма значительное количество вариантов календарных графиков и развития производственной мощности.

Поэтому определение в проекте оптимальной производственной мощности карьера по добыче полезного ископаемого и по вскрыше является сложной технико-экономической задачей.

В практике проектирования применяют два вида способов определения производственной мощности карьера: упрощенные и детальные.

При упрощенных, используя простые соотношения в зависимости от ограничивающих факторов находят приближенные значения, во-первых, максимально возможной производительности карьера, исходя из максимально возможной интенсивности отработки месторождения, и, во-вторых, величину так называемой экономически выгодной производительности карьера, соответствующей установленному или допустимому по экономическим соображениям сроку эксплуатации предприятия.

При детальных расчетах для решения задачи производится тщательный горно-геометрический и технико-экономический анализ нескольких вариантов развития горных работ.

Для каждого из принятых к сравнению вариантов вначале производится горно-геометрический анализ, в результате которого устанавливается распределение по горизонтам, участкам и блокам всех учитываемых сортов полезного ископаемого и видов вскрыши. Результаты горно-геометрического анализа отражаются в форме таблиц и графиков вида $\Sigma V=f(\Sigma P)$, $V, P=f(H)$ и т. п.

Затем по данным горно-геометрического анализа создаются календарные планы развития горных работ, в которых отражается распределение всех сортов полезного ископаемого и видов вскрыши не только по месту их расположения в границах карьера, но и по времени их выемки в течение оцениваемого срока.

На третьей стадии расчетов календарный план подвергается экономической оценке с расчетом ежегодных затрат и прибылей, а затем на основе полученных экономических показателей производится сравнительная оценка вариантов, служащая основанием для принятия решения.

Принятые проектные решения не должны быть чрезмерно жесткими, так как практика показывает, что в большинстве случаев они так или иначе корректируются в процессе эксплуатации карьера.

Задачи, связанные с расчетами производственной мощности карьера, следующие:

1. Определение максимально возможной, достижимой по горнотехническим условиям производительности карьера.

2. Определение производительности карьера, соответствующей заданному сроку отработки месторождения или эксплуатации карьера.

3. Определение оптимальной производительности карьера, обеспечивающей достижение максимальной прибыли от разработки месторождения в тот или иной период эксплуатации карьера.

4. Определение оптимальной производительности карьера по горной массе при ограниченной потребности в сырье данного вида.

5. Изыскание путей поддержания производительности карьера по полезному ископаемому при увеличении глубины карьера, изменения условий финансирования предприятия и т. п.

6. Обоснование оптимальных технических решений, обеспечивающих заданные производственную мощность и срок эксплуатации карьера.

7. Определение оптимальных параметров карьера, включая производственную мощность, при лимитированных капиталовложениях и других ограничениях.

Понятие оптимальной производительности может рассматриваться с позиций не только одного предприятия, но и объединения, экономического региона, отрасли, а иногда и всего народного хозяйства, государства. Если в состав горно-обогатительного комбината входит несколько карьеров, то величина их производственной мощности определяется, исходя из наибольшей эффективности работы ГОКа. Годовой объем производства и качество полезного ископаемого с позиций регионального баланса во многом зависит от числа и мощности предприятий — потребителей, их удаленности, цен на сырье и т. п. В ряде случаев определение производительности осложняется дополнительными ограничениями и требованиями, вызванными многосортностью и многокомпонентностью добываемого полезного ископаемого, отсутствием того или иного оборудования, ограниченностью капитальных затрат, заданными сроками строительства предприятия и др.

Во всех случаях в проекте определяются годовая, месячная, суточная, сменная производительность карьера по полезному ископаемому (с разделением по сортам и видам), на момент сдачи карьера в эксплуатацию (пусковая) и на момент полного освоения, срок освоения полной проектной мощности, обеспеченность готовыми к выемке запасами при сдаче карьера в эксплуатацию, годовая, месячная, суточная, сменная производительность карьера по вскрыше с разделением по видам пород (рыхлые, скальные, строительные материалы, попутные полезные ископаемые, бедные руды и т. п.), динамика годовых объемов вскрыши по годам (в период строительства и первый период эксплуатации). Кроме того, может возникнуть необходимость определения часовой производительности карьера по полезному ископаемому, объемов товарной продукции и др.

11.2. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН ГОРНЫХ РАБОТ

Календарный план горных работ — это распределение основных видов работ (вскрышных, добычных, подготовительных) по годам и горизонтам. Поэтому календарный план является документом, на основании которого производятся горные работы в карьере и оценивается правильность их выполнения. Главным директивным документом для производства горных работ является годовой календарный план. На основе годового календарного плана составляются ежемесячные, недельно-суточные и сменные планы, являющиеся документами оперативного планирования. Текущие годовые планы, составляемые на действующих предприятиях, имеют отправной базой календарный план горных работ, разработанный в утвержденном проекте карьера.

Календарный план проекта карьера включает развитие горных работ на первый период эксплуатации продолжительностью 7—12 лет. Наиболее детально он составляется на очередные 5 лет. Календарный план представляется в виде таблиц (табл. 11.1), чертежей (рис. 11.1 и 11.2) и пояснительной за-

Таблица 11.1

Календарный план производства горных работ на карьере

Горизонт карьера	Вид работ	Общий объем работ за весь срок существования карьера	Объем работ по годам				
			1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
+150 м и выше	Вскрышные, тыс. $м^3$	3212	350	350	250	300	300
	В том числе по мягким породам	2183	200	200	250	250	200
	Добычные, тыс. т	2049	—	300	300	400	400
+140 м	Вскрышные, тыс. $м^3$	1479	150	150	150	200	120
	В том числе по мягким породам	896	100	100	100	100	70
	Добычные, тыс. т	4821	—	800	800	700	500
+130 м	Вскрышные, тыс. $м^3$	1429	—	—	—	—	80
	В том числе по мягким породам	640	—	—	—	—	50
	Добычные, тыс. т	4780	—	—	—	—	200
Итого	Вскрышные, тыс. $м^3$	8048	500	500	500	500	500
	В том числе по мягким породам	4098	300	300	350	350	350
	Добычные, тыс. т	25 984	1100	1100	1100	1100	1100
Объем подготовленных запасов, тыс. $м^3$		—	500	500	700	800	1200

Примечание. Средний коэффициент вскрыши 0,455 $м^3/т$. Плановый коэффициент вскрыши 0,296 $м^3/т$. Число экскаваторов ЭКГ-5А—2.

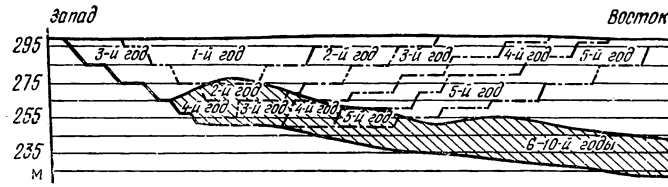


Рис. 11.1. Положение горных работ на карьере по годам при разработке пологого месторождения

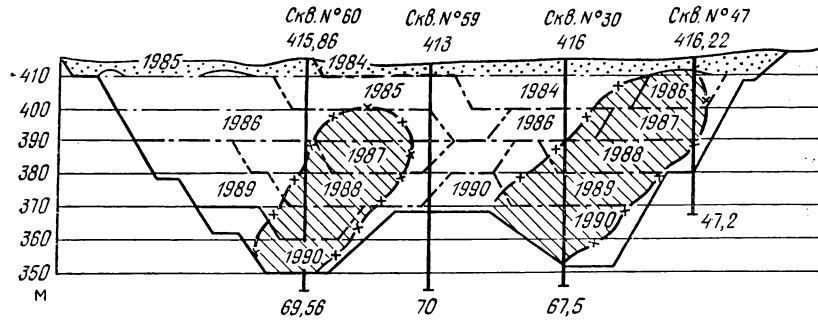


Рис. 11.2. Положение горных работ на карьере по годам при разработке крутого месторождения

писки к ним. В таблицах и чертежах должны быть показаны объемы вскрышных, добычных, подготовительных работ (в том числе по скальным и рыхлым породам с указанием горизонта и времени их выполнения). Чертежи календарного плана включают погоризонтные и совмещенные планы с проектным положением горных работ через каждые 5 лет и др. Кроме того, прилагаются поперечные и продольные сечения, на которых показаны ежегодные контуры площадок и уступов.

Составление календарного плана является трудоемкой работой, требующей опыта и знаний.

Календарный план горных работ должен отвечать следующим требованиям:

1. Обеспечивать устойчивую работу карьера по добыче полезного ископаемого в целом и по сортам в соответствии с заданным качеством.

2. Обеспечивать своевременную подготовку новых горизонтов и заданную величину нормативных готовых к выемке запасов руды и пустых пород при сохранении заданных ширины рабочих площадок, угла наклона рабочего борта и направления углубки карьера. При этом потребность в горнотранспортном оборудовании не должна резко изменяться по годам и кварталам.

3. Предусматривать возможность наращивания производственных мощностей и использования резервов.

4. Проектный календарный план должен учитывать погрешность исходных данных и возможные изменения типов оборудования, качества товарной продукции, не должен быть излишне жестким.

Для составления календарного плана необходимы следующие исходные материалы.

1. Таблицы и графики горно-геометрического анализа для принятого направления развития горных работ, в которых показано распределение объемов полезного ископаемого и вскрыши по горизонтам и этапам отработки месторождения.

2. Погоризонтные планы карьера с нанесенными на них линиями фронта работ, обеспечивающими вскрытие и подготовку лежащих ниже уступов.

3. План выдачи из карьера различных сортов руд в течение года, месяца, недели, суток.

4. Данные о производительности основного горнотранспортного оборудования.

11.3. КАЛЕНДАРНЫЙ РЕЖИМ РАБОТЫ КАРЬЕРА

Трудоемкость горных работ на карьерах и затраты на их производство в различных климатических условиях (низкие и очень высокие температуры воздуха, туманы, снежные заносы и т. п.) обычно возрастают. Поэтому в ряде случаев горные работы на карьерах целесообразно вести сезонно. Однако простои горнотранспортного оборудования (особенно мощного) наносят значительный ущерб. Поэтому при проектировании карьеров большое значение имеет выбор *оптимального календарного режима* работы, при котором обеспечиваются рациональное использование горнотранспортного оборудования, максимальная производительность труда и минимальные затраты на производство товарной продукции.

Нормы технологического проектирования рекомендуют следующий календарный режим на железорудных карьерах:

непрерывная рабочая неделя по три восьмичасовых смены в сутки — для карьеров производительностью по горной массе более 25 млн т;

шестидневная рабочая неделя при двух или трех сменах в сутки — для карьеров с годовой производительностью от 1—1,5 до 25 млн т;

пятидневная рабочая неделя при двух сменах в сутки — для карьеров с годовой производительностью до 1—1,5 млн т.

Режим вскрышных работ может отличаться от режима добычных работ. При сезонной работе карьера на вскрышных работах рекомендуется принимать непрерывную рабочую неделю при трех восьмичасовых сменах в сутки.

Таблица 11.2

Календарный план работы карьера

Районы	Число рабочих дней в году на карьерах					
	черной металлургии			цветной металлургии		
	при числе рабочих дней в неделе					
	7	6	5	7	6	5
Северные	340	290	242	340	284	243
Средние	350	300	250	350	292	250
Южные	355	305	254	355	297	254

На карьерах цветной металлургии с годовой производительностью по горной массе более 5 млн м^3 и для всех карьеров Заполярья, а также при сезонном режиме работы рекомендуется непрерывная рабочая неделя при трех восьмичасовых сменах в сутки; с годовой производительностью до 2—5 млн м^3 — шестидневная рабочая неделя при трех сменах в сутки; при производительности до 2 млн м^3 — пятидневная рабочая неделя и две смены в сутки.

Число рабочих дней в году принимается по табл. 11.2.

К северным отнесены районы севернее линии Кемь — Сыктывкар — Свердловск — Омск — Новосибирск — Минусинск — Черемхово — Благовещенск — Петропавловск-Камчатский, к южным — районы южнее линии Клайпеда — Вильнюс — Брянск — Орел — Харьков — Волгоград — Гурьев — Аральск — Коунрад.

На карьерах строительных материалов принимаются 260 рабочих дней в году и пятидневная рабочая неделя при двух или трех восьмичасовых сменах в сутки.

В угольной промышленности режим работы разрезов на вскрышных и добычных работах принимается непрерывным — 357 рабочих дней в году при использовании мощного горного оборудования (в том числе экскаваторов непрерывного действия производительностью 1000 м^3/ч и выше). В остальных случаях допускается работа разреза в течение 300 рабочих дней в году.

Суточный режим работы во всех случаях — 3 смены по 8 ч.

В других отраслях промышленности режим работы принимается по соответствующим нормам технологического проектирования.

Однако во всех случаях (особенно при сезонной работе) режим работы необходимо принимать в зависимости от климатических и горногеологических условий, масштаба работ, вида и мощности горнотранспортного оборудования и режима работы обогатительных фабрик.

11.4. СВЯЗЬ МЕЖДУ КОЛИЧЕСТВОМ И КАЧЕСТВОМ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ И ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

В процессе добычи и переработки полезное ископаемое может быть представлено исходным сырьем (т. е. рудой в массиве), сырой рудой (т. е. рудой, подаваемой на обогатительную фабрику), концентратом (т. е. продуктом обогащения сырой руды), конечным продуктом, получаемым в результате обработки концентрата и называемым в черной металлургии агломератом. Количество и качество полезного ископаемого при переходе из одной стадии в другую изменяется вследствие *эксплуатационных потерь и разубоживания.* Для оценки изменения количества и качества полезного ископаемого при переходе из балансовых запасов в массиве в товарную продукцию используются показатели разубоживания, потерь, извлечения, содержания полезных компонентов в руде.

Исходная руда характеризуется содержанием α полезного компонента (металла) в массиве. Содержание α' полезного компонента (металла) в сырой руде обычно меньше содержания α, что объясняется разубоживанием, т. е. примешиванием к добываемой руде пустой породы или бедных руд в процессе рыхления, погрузки и на других стадиях технологического процесса.

Разубоживание — это показатель качественных потерь при добыче полезного ископаемого, определяемый по формуле

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} \tag{11.5}$$

или

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} 100\%. \tag{11.6}$$

Потери полезного ископаемого определяются по формуле

$$\eta = 1 - \frac{D\alpha'}{Z\alpha} \tag{11.7}$$

или

$$\eta = \left(1 - \frac{D\alpha'}{Z\alpha}\right) 100\%, \tag{11.8}$$

где D — объем добытого полезного ископаемого из балансовых запасов Z.

Содержание полезного компонента может определяться по объему и массе. В соответствии с этим значения D и Z выражаются в кубометрах или тоннах.

При многокомпонентных полезных ископаемых в формулах для расчета потерь и разубоживания учитывают объем разубоживания руд или пород и содержание компонентов в них, цен-

Таблица 11.3

Характеристика потерь и разубоживания при различных способах выемки

Показатели	Выемка	
	валовая	селективная
Потери, %	8,7	9,2
Разубоживание, %	17,3	5,9
Содержание металла в товарной руде, %	1,82	2,07
Извлечение металла в концентрат, %	81,56	85,77
Затраты на добычу 1 т руды, руб	1,56	1,64
Затраты на обогащение 1 т руды, руб	2,72	2,57
Себестоимость 1 т концентрата, руб	234,2	176,8

Примечание. В таблице приведены данные для руд цветных металлов.

Таблица 11.4

Ориентировочная величина потерь и разубоживания при отработке различных месторождений

Месторождения	Эксплуатационные потери, %	Разубоживание, %
Свинцово-цинковые	5—6	17—18
Оловорудные	10—11	17—18
Никель-кобальтовые	4—5	6—8
Вольфрамо-молибденовые	5—6	7—8
Меднорудные	4—5	9—10
Железорудные	2,7—3,2	3,7—3,9
Угольные	4—10	1—2

ность компонентов в запасах и добываемой руде. В процессе разведки и эксплуатации месторождения содержание полезного компонента в массиве и сырой руде определяется опробованием, а разубоживание — по формуле (11.5). При проектировании предприятия содержание полезного компонента принимается по данным геологоразведочных работ, а потери и разубоживание — по данным аналогичных предприятий (табл. 11.3 и 11.4) и по расчетным данным.

Принятый коэффициент разубоживания не должен превышать предельно допустимого значения, определяемого по формуле

$$\rho_{max} = \frac{\alpha - \alpha_{min}}{\alpha - \alpha_n} 100\%, \qquad (11.9)$$

где α — содержание полезного компонента в погашаемых балансовых запасах, %; α_{min} — бортовое содержание полезного компонента для данного месторождения; $\alpha_п$ — содержание полезного компонента в разубоживаемых породах.

Показатели потерь и разубоживания взаимосвязаны между собой. Чем ниже разубоживание, тем выше потери, и наоборот. Экономические последствия от изменения потерь и разубоживания, как правило, неодинаковы и зависят от ценности полезных компонентов и геологического строения рудных залежей. Например, экономический эффект от снижения потерь и разубоживания на 1% на Ждановском карьере — 155 и 700 тыс. руб соответственно. Поэтому при обосновании принимаемых в проекте потерь и разубоживания необходимо решать задачу комплексно и определять их рациональный уровень, при котором достигается максимальный экономический эффект.

С течением времени и по мере отработки месторождения уровень потерь и разубоживания изменяется, так как изменяется качественный состав и распределение полезных компонентов в массиве, а также структура самой залежи. Например, первым проектом разработки Гусевогорского месторождения (Качканарский ГОК) величина потерь устанавливалась в пределах 9,7—11,2%, а в последнем проекте реконструкции карьеров она составляет 3,5%. В то же время разубоживание руд снизилось с 3—3,9 до 2,7—3,2%. Поэтому обоснование уровня потерь и разубоживания можно считать необходимым при разработке каждого проекта.

Порядок определения нормирования и учета потерь и разубоживания полезных ископаемых при их добыче регламентируется отраслевыми инструкциями и указаниями. В качестве критерия для расчета рационального уровня потерь и разубоживания принимается прибыль, приходящаяся на 1 т балансовых запасов. Прибыль определяется как разность между извлекаемой из 1 т руды ценностью и производственными затратами на добычу, транспортирование и переработку, приходящимися на 1 т погашаемых балансовых запасов. Ценность руды принимается по оптовой цене товарной продукции, получаемой в результате переработки руды. Если предприятие нерентабельно, то в качестве критерия принимаются минимальные убытки.

Для определения рационального уровня потерь и разубоживания используются методы вариантов, аналитический и графоаналитический методы. В конкретных горно-геологических условиях потери и разубоживание зависят от мощности и угла падения вмещающих пород или бедных руд, высоты уступа, способа выемки и других факторов.

При проектировании железорудных карьеров и предприятий цветной металлургии показатели потерь и разубоживания принимаются согласно нормам технологического проектирования и корректируются с учетом практических данных.

Показатели потерь и разубоживания используются для расчета требуемого объема балансовых запасов при заданных объемах добычи полезного ископаемого или для определения объ-

ема добываемого полезного ископаемого из установленных балансовых запасов. Объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах определяется по формуле

$$D = Z\frac{\alpha}{\alpha'}(1-\eta). \qquad (11.10)$$

Промышленные запасы полезного ископаемого в границах карьерного поля определяют на основании подсчитанного объема балансовых запасов за вычетом потерь по выражению

$$D = Z(1-\eta). \qquad (11.11)$$

Необходимый объем балансовых запасов для добычи заданного объема полезного ископаемого определяется по формуле

$$Z = D\frac{\alpha'}{\alpha}\frac{1}{1-\eta}. \qquad (11.12)$$

Эксплуатационные запасы, т. е. объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах, потерях и разубоживания, определяются по формуле

$$D = Z\frac{1-\eta}{1-\rho}. \qquad (11.13)$$

При проектировании разработки руд цветных металлов величину эксплуатационных запасов (товарной руды) рекомендуется вычислить по формуле

$$D = Z\frac{1-\eta}{(1-\rho)(1-W)}, \qquad (11.14)$$

где W — влажность, доли ед.

Объем добытой сырой руды является исходным показателем для расчета производительности карьера, определения выхода товарной продукции и расчета технико-экономических показателей.

Выход концентрата из 1 т добытой сырой руды

$$\gamma_к = \frac{\alpha'}{\beta}\varepsilon_к, \qquad (11.15)$$

где $\varepsilon_к$ — извлечение полезного компонента из сырой руды в концентрат, доли ед.; β — содержание полезного компонента в концентрате, %.

Расход сырой руды для производства 1 т концентрата

$$q_{рк} = \beta/(\alpha'\varepsilon_к). \qquad (11.16)$$

ПРИМЕР. Необходимо определить количество концентрата с содержанием железа $\beta = 62\%$, которое может быть получено при разработке место-

рождения с балансовыми запасами 100 млн т при среднем содержании железа в массиве $\alpha=16{,}4\%$, если его содержание в сырой руде, подаваемой на фабрику, $\alpha'=16\%$.

Определить величину потерь и разубоживания.

Величина разубоживания

$$\rho=\frac{\alpha-\alpha'}{\alpha}\ 100\%=\frac{16{,}4-16{,}0}{16{,}4}\ 100=2{,}4\%$$

Подсчитав потери балансовых запасов полезного ископаемого в целиках и за контурами карьера, определим промышленные запасы в границах карьера $D=94$ млн т.

Уровень потерь

$$\eta=\left(1-\frac{D\alpha'}{Z\alpha}\right)\ 100\%=\left(1-\frac{94\cdot 16{,}0}{100\cdot 16{,}4}\right)100=8{,}3\%.$$

Эксплуатационные запасы

$$D_э=Z\,\frac{1-\eta}{1-\rho}=100\,\frac{1-0{,}083}{1-0{,}024}=93{,}9\ \text{млн т.}$$

Рассчитаем расход сырой руды для производства 1 т концентрата, приняв величину извлечения в концентрат $\varepsilon_к=0{,}75$:

$$q_{рк}=\frac{\beta}{\alpha'\varepsilon_к}=\frac{62}{16{,}0\cdot 0{,}75}=5{,}16\ \text{т/т.}$$

Общее количество концентрата

$$k=\frac{D_э}{q_{рк}}=\frac{93{,}9}{5{,}16}=18{,}2\ \text{млн т.}$$

Выход товарного продукта (металла) из концентрата

$$\gamma_м=\beta\xi_м/\delta, \qquad (11.17)$$

где $\varepsilon_м$ — извлечение полезного компонента из концентрата, доли ед.; δ — содержание полезного компонента в товарной продукции.

Выход товарного продукта из сырой руды

$$\gamma=\frac{\alpha'}{\delta}\varepsilon_к\varepsilon_м. \qquad (11.18)$$

Расход сырой руды для производства 1 т товарной продукции (металла)

$$q_{р.м}=\delta/(\alpha'\varepsilon_к\varepsilon_м). \qquad (11.19)$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т концентрата

$$Z=\beta/[\alpha'(1-\eta)\varepsilon_к]. \qquad (11.20)$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т металла

$$Z=\delta/[\alpha'(1-\eta)\varepsilon_к\varepsilon_м]. \qquad (11.21)$$

Годовой объем полезного ископаемого для получения заданного объема N концентрата определяется по формуле

$$D_р=N/\beta(\alpha^1\varepsilon_к). \qquad (11.22)$$

11.5. ФАКТОРЫ, ОГРАНИЧИВАЮЩИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА

Основными факторами, ограничивающими производственную мощность карьера как по полезному ископаемому, так и по вскрыше, являются:

интенсивность развития горных работ в карьере;

число и производительность экскаваторов и другого оборудования;

провозная способность транспортных коммуникаций.

Интенсивность развития горных работ характеризуется на наклонных и крутых месторождениях скоростью понижения горных работ, а на пологих и горизонтальных залежах — скоростью подвигания фронта работ.

Производственная мощность карьера по добыче полезного ископаемого по условию углубки горных работ приближенно определяется по формуле

$$A_{\text{р}} = h_i S_i \frac{1-\eta}{1-\rho}, \qquad (11.23)$$

где h_i — скорость понижения горных работ по залежи в i-м периоде работы карьера, м/год; S_i — площадь полезного ископаемого в границах рабочей зоны в i-м периоде, м^2; η, ρ — соответственно коэффициенты потерь и разубоживания, доли ед.

Скорость понижения горных пород зависит от способа подготовки новых горизонтов и степени механизации работ по проведению траншей. Скорость понижения горных работ возрастает под влиянием технического прогресса. Если в 50—60-х годах скорость понижения горных работ составляла 6—8 и 10—15 м в год соответственно при железнодорожном и автомобильном транспорте, то в 70—80-х годах скорость понижения составляла соответственно 7—10 и 12—18 м в год.

В период строительства, когда глубина карьера относительно небольшая и ведутся в основном вскрышные работы, а полезное ископаемое добывается в небольшом объеме, возможно достигнуть значительно большей скорости углубки карбера по сравнению с периодом эксплуатации. Например, при строительстве Сарбайского карьера в рыхлых и полускальных породах и сложных гидрогеологических условиях была достигнута рекордная скорость углубки — 55 м в год.

Нормами технологического проектирования карьеров руд цветных металлов скорость углубки рекомендуется в период строительства принимать при подготовке первых трех горизонтов равной 1,35—1,4 величины среднегодового понижения горных работ h_i, при подготовке последующих двух горизонтов — равной 1,15 h_i, при подготовке остальных горизонтов — равной

величине среднегодового понижения добычных работ в аналогичных условиях.

При проектировании максимальную скорость углубки горных работ определяют расчетным путем или принимают по практическим данным с корректировкой на вероятное ее увеличение в будущем под влиянием технического прогресса. Данные, характеризующие фактическую скорость углубки на ряде карьеров, приведены в табл. 11.5.

Скорость углубки карьера зависит от скорости подвигания фронта работ и должна удовлетворять условию

$$h_i \leqslant v_{ср}/(\operatorname{ctg}\gamma \pm \operatorname{ctg}\beta). \qquad (11.24)$$

Например, при вертикальном направлении углубки ($\beta=90°$), угле наклона рабочего борта ($\gamma=10°$) и скорости подвигания фронта горных работ $v_ф=100$ м/год скорость понижения горных работ

$$h_i = \frac{100}{5{,}67+0} = 17{,}6 \text{ м/год}.$$

Скорость подвигания фронта работ и скорость углубки карьера могут быть увеличены путем увеличения числа экскаваторов, их мощности, если это допустимо по экономическим условиям организации работ и транспортному обслуживанию выемочно-погрузочных механизмов.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений учитывают соотношение скоростей подвигания вскрышных и добычных работ, скорость $v_д$ подвигания фронта добычных работ не может превышать скорость $v_в$ подвигания фронта вскрышных работ, которая обычно определяется числом вскрышных экскаваторов и их производительностью. Годовая производительность карьера в этих случаях определяется по формуле

$$A_р = v_д m L_{ф.д} \gamma_и \frac{1-\eta}{1-\rho}, \qquad (11.25)$$

где $v_д$ — годовая скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому, м; m — мощность пласта полезного ископаемого, м; $L_{ф.д}$ — протяженность фронта добычных работ, м; $\gamma_и$ — плотность полезного ископаемого, т/м^3.

При бестранспортных системах разработки должно соблюдаться условие

$$v_д = v_в.$$

Обычно при этих системах интенсивность горных работ ограничивается производительностью основного вскрышного комплекса, производящего перевалку породы в выработанное пространство:

$$v_в = П_э/(H_в L_в), \qquad (11.26)$$

Таблица 11.5

Показатели интенсивности разработки по некоторым железорудным карьерам

Карьер	Транспорт	Породы	Высота уступа, м	Годовая скорость углубки в период строительства, м		Скорость подвигания фронта работ		Продолжительность строительства карьера, годы
				средняя	максимальная	м/год	м/мес	
Карьер ЮГОКа	ж. д.	Скальные	10—15	6	7	50—100	5—15	2,8
Карьер НКГОКа	»	»	10—15	12,5	15	70—100	6—15	2,9
Карьер ЦГОКа	Автомобильный	»	10—15	19,5	35	100—800	10—150	4
Соколовский	»	Рыхлые	10—15	19,5	20	50—200	5—18	4
Сарбайский	»	Рыхлые и полускальные	10	16,5	55	80—410	7—100	4
Михайловский —	»	Рыхлые и скальные	10	18,5	30	80—290	5—50	2,9

где $П_э$ — производительность вскрышного экскаватора; $H_в$ — высота вскрышного уступа; $L_в$ — протяженность фронта вскрышных работ.

При транспортной системе разработки годовая скорость подвигания фронта вскрышных работ

$$v_в = П_э/(H_в L_б), \tag{11.27}$$

где $L_б$ — длина экскаваторного блока на вскрыше, м.

Например, при разработке вскрышного уступа высотой 20 м и длиной 1200 м мощным драглайном ЭШ-15/90 производительностью 3300 тыс. м³ в год скорость подвигания фронта вскрышных работ, рассчитанная по формуле

$$v_в = 3\,300\,000/(20 \cdot 1200) = 137 \text{ м/год}.$$

При $m = 10$ м, $\eta = 0{,}08$, $\rho = 0{,}03$, $\gamma_и = 3$ т/м³ максимальная годовая производительность карьера по полезному ископаемому

$$A_р = 137 \cdot 10 \cdot 1200 \cdot 3{,}0 \frac{1 - 0{,}08}{1 - 0{,}03} = 4{,}685 \text{ млн т}.$$

Расчет максимально возможной производительности карьера усложняется вследствие изменения по мере развития горных работ таких параметров, как площадь залежи и мощность пласта, длина фронта работ, скорость углубки и скорость подвигания фронта работ. Более точное определение производительности возможно путем анализа динамики этих параметров за период 10—15 лет и более. При таком динамичном подходе максимально возможная производительность карьера может оказаться различной в разные периоды. В проекте это должно быть показано в виде динамичного графика с вероятностными границами верхнего и нижнего отклонения.

Число добычных экскаваторов как фактор, ограничивающий производительность карьера, зависит от конструкции и размеров рабочей зоны карьера, ее площади, числа и длины добычных и вскрышных уступов.

Число экскаваторов на добыче может быть рассчитано по формуле

$$N_э = f L_{ф.д}/L_б \tag{11.28}$$

или

$$N_э = f L_{ф.д} H_у \cdot v_ф / П_э \tag{11.29}$$

причем

$$A_р = N_э П_э.$$

где f — коэффициент резерва, величину которого рекомендуется принимать в пределах 1,1—1,25 в зависимости от сложности месторождения и условий разработки; $L_{ф.д}$ — длина фронта работ по добыче, м; $L_б$ — длина блока.

$$L_{ф.д.} = N_э L_б = N_б L_{ф.у}, \tag{11.30}$$

где $L_{ф.у}$ — длина фронта работ на уступе.

Как правило, число экскаваторов $N_э$ соответствует числу экскаваторных блоков $N_б$.

Число уступов в одновременной работе ориентировочно вычисляется по следующим формулам: при двухбортовой системе разработки и перемещения фронта работ от лежачего или висячего бока залежи

$$N_у = \frac{M}{B_р + H_у (\operatorname{ctg} \alpha \pm \operatorname{ctg} \delta)}; \qquad (11.31)$$

при поперечной системе разработки

$$N_у = \frac{L_з}{n (B_р + H_у \operatorname{ctg} \alpha)}, \qquad (11.32)$$

где M, $L_з$ — соответственно мощность и длина залежи, м; δ — угол падения залежи, градус; $n=1$ и $n=2$ при одно- и двухбортовой системе разработки.

По условию обмена поездов при железнодорожном транспорте на уступе располагают не более двух экскаваторов, а при автотранспорте — три-четыре экскаватора. Нормами технологического проектирования карьеров руд черных и цветных металлов регламентируется обеспечение каждого забойного экскаватора фронтом работ, не менее приведенного в табл. 11.6.

Производственная мощность карьера ограничена размерами залежи и в общем случае прямо пропорциональна площади полезного ископаемого и длине фронта работ. Протяженность фронта добычных уступов зависит от длины залежи по простиранию, а число добычных уступов — от мощности залежи. В период эксплуатации выделяют вскрышную и добычную рабочие зоны.

Размеры рабочей зоны $S_{р.з}$ карьера колеблются в широких пределах. Размеры добычной рабочей зоны при разработке крутых и наклонных месторождений совпадают в основном с площадью залежи. Рабочая зона экскаватора приближенно

Таблица 11.6

Рациональные и соотношения вместимости ковша экскаватора и длины экскаваторного блока

Вместимость ковша экскаватора, м³	Минимальная длина активного фронта работ на один экскаватор, м	
	автомобильный	железнодорожный
2,5	300	600
4,5—5	500	1000
6—8	600	1200
10—12,5	700	1400

равна произведению ширины $B_р$ рабочей площадки на длину $L_б$ экскаваторного блока, т. е.

$$S_э = B_р L_б. \quad (11.33)$$

Рабочая зона экскаватора зависит от модели экскаватора, его производительности, вида транспорта, свойств полезного ископаемого и породы, способа выемки руд и др. При выемке вскрышных пород без предварительного рыхления и с использованием автотранспорта рабочая зона экскаватора типа механической лопаты имеет минимальное значение (3—15 тыс. м^2). При селективной разработке руд и железнодорожном транспорте рабочая зона такого экскаватора максимальная и составляет 15—40 тыс. м^2. Число экскаваторов в рабочей зоне карьера

$$N_э = \frac{S_{р.з}}{S_э} k_з, \quad (11.34)$$

где $k_з = 0{,}6 \div 0{,}7$ — коэффициент использования рабочей зоны, учитывающий резерв фронта работ, откосы уступов и площадь вскрытых запасов полезного ископаемого.

Если рассматривать площадь добычной рабочей зоны карьера в динамике за длительный период, то можно определить для каждого фиксированного периода разработки максимальное число добычных экскаваторов и динамику максимально возможной производительности карьера по этому фактору. Производительность экскаватора должна приниматься различной для различных периодов, т. е. с учетом ее систематического роста под влиянием технического прогресса. Число добычных экскаваторов принимается в зависимости от протяженности фронта добычных работ, равной сумме фронтов добычных уступов. Число добычных уступов зависит от схемы развития горных работ [формулы (11.33), (11.34)].

Провозная способность транспортных коммуникаций ограничивает объем выдаваемой из карьера горной массы и полезного ископаемого. Годовая производительность карьера по горной массе (м^3), исходя из условий провозной способности транспортных коммуникаций, определяется по формуле

$$П_{г.м.} = N_т M_с, \quad (11.35)$$

где $N_т$ — число грузотранспортных потоков из карьера; $M_с$ — годовая производительность (провозная способность) грузотранспортного потока, м^3.

Число грузотранспортных выходов из карьера обычно ограничивается по условию их взаимного расположения, а производительность грузотранспортного выхода определяется его конструкцией и параметрами (табл. 11.7).

При железнодорожном транспорте число капитальных траншей и железнодорожных станций на карьере средней мощно-

Таблица 11.7

Параметры карьерного транспорта и возможная производительность транспортных потоков

Транспорт	Параметры, условия и тип подвижного состава	Возможная производительность грузотранспортного потока	
		т/ч	млн. т/год
Автомобильный	Автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27—30 т	2700—3600	17—22
	Автосамосвалы БелАЗ-549 грузоподъемностью 65—80 т	6500—8000	40—50
	Автосамосвалы БелАЗ-7519 БелАЗ-7521 грузоподъемностью 110—180 т	10 000—16 000	60—80
Железнодорожный	При одноколейном пути и грузоподъемности состава 400—600 т	2000—3000	12—15
	То же, при двухколейном пути	5000—6000	32—35
	При двухколейном пути и грузоподъемности состава 1000—1200 т	10 000—12 000	45—50
Конвейерный	При ширине ленты 800—1000 мм и скорости ее движения 6—8 м/с	4000—5000	18—25
	При ширине ленты 1600—2400 мм и скорости ее движения 4—6 м/с	7000—14 000	30—50
Скиповый	При глубине карьера 200—400 м, скорости движения скипов 6—10 м/с и грузоподъемности скипа, т:		
	27	80—1200	4,5—5
	40	1600—1800	7—9
	80	3000—3500	12—16
Гидравлический (напорный)	При диаметре пульповода 500—600 мм и скорости движения пульпы 3—4 м/с	2000—2200	10—12*
Трубопроводный	При диаметре трубопровода 1,2—1,4 м	1000—1500	6—12
Конвейерные поезда	При грузоподъемности поезда 150—200 т и скорости движения 2,5—3 м/с	8000—11 000	30—40

* Производительность по «твердому».

сти, как правило, не более одной, на мощном карьере — не более двух-трех. На современных карьерах сменная пропускная способность одноколейных траншей и простых съездов, 15—20 пар поездов, двухколейных траншей и сложных съездов и карьерных железнодорожных станций равна соответственно 15—20, 50—60 и 200—250 пар поездов.

При заданной массе состава nq (n — число вагонов в составе; q — грузоподъемность вагона) и известной пропускной способности N провозная способность грузотранспортного потока (т)

$$M_c = Nnq/f, \qquad (11.36)$$

где $f = 1{,}2 \div 1{,}25$ — коэффициент резерва провозной способности.

При автомобильном транспорте число грузотранспортных потоков на верхних горизонтах при строительстве карьеров может быть большим, но для нижних горизонтов (с глубины 30—40 м) оно составляет не более 2—3. Пропускная способность автомобильного съезда или траншеи с двухполосным движением в обычных климатических условиях составляет 200—250 пар автосамосвалов в час. В северных районах она ниже. Пропускная способность карьерных автодорог ограничивается условиями безопасности движения и определяется по формуле

$$N = 1000 v_а n_ц k_н / L_{бл}, \qquad (11.37)$$

где N — число автосамосвалов, проходящих в единицу времени в одном направлении; $v_а$ — скорость движения автосамосвалов, км/ч; $n_п$ — число полос движения в одном направлении; $k_н$ — коэффициент неравномерности, учитывающий неравномерность выхода автосамосвалов с уступных дорог на главную; $L_{бл}$ — минимальное безопасное расстояние между движущимися друг за другом автосамосвалами, м.

Для средних условий при загрузке одним экскаватором 30 автосамосвалов в час коэффициент неравномерности характеризуется следующими значениями:

число погрузочных экскаваторов на одну выездную траншею	2	5	15
коэффициент $k_н$	0,75	0,6	0,53

Величина $L_{бл}$ зависит от расстояния видимости, тормозного пути и скорости движения. Для средних условий $L_{бл} = 50 \div 60$ м.

Число наклонных скиповых или конвейерных подъемников на карьере ограничивается рациональными размерами рабочей зоны, приходящейся на один подъемник, условиями расположения перегрузочных пунктов на поверхности и длиной нерабочего борта, на котором возможно располагать подъемники. Минимальное расстояние между перегрузочными пунктами подъемников на поверхности, обеспечивающее необходимое развитие железнодорожных путей и нормальный обмен поездов, составляет 250—300 м. Если на поверхности используется автомобильный транспорт, то это расстояние можно уменьшить до 150—200 м. Годовая производительность современных скиповых и конвейерных подъемников от 6 до 20—30 млн т. Производительность конвейерных подъемников определяется в основном шириной ленты.

Число грузотранспортных коммуникаций и их расположение зависят от множества взаимоувязанных факторов. Поэтому при определении производительности карьера по числу и производительности транспортных коммуникаций необходим глубокий анализ транспортных условий и детальный расчет возможного грузооборота с учетом динамики горных работ.

Таблица 11.8

Фактические данные о пропускной способности и суточном грузообороте на ряде карьеров

Карьеры	Число пар поездов в сутки	Суточный грузооборот, тыс. т
Южный вскрышной карьер ПО («Вахрушевуголь»)	240	120
Северный вскрышной карьер (ПО «Вахрушевуголь»)	180	90
Коркинский	480	250
Тюльганский	190	110
Бакальский	125	50
Качканарский	410	170

В табл. 11.8 приведены данные, характеризующие грузооборот на ряде карьеров.

Производительность карьера ограничивается также такими факторами, как капитальные затраты на строительство карьера, потребность товарной продукции того качества, которое может быть получено на проектируемом предприятии, потребность в земельных площадях, ценность и возможность их отчуждения и др.

11.6. УПРОЩЕННЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

Упрощенный метод *приближенного определения производительности карьера* включает следующие исходные данные для крутых и наклонных залежей: средняя горизонтальная площадь залежи, горизонтальная мощность залежи и ее длина по простиранию, угол наклона залежи, скорость углубки карьера, максимально возможная годовая скорость подвигания фронта работ, угол направления углубки, угол наклона рабочего борта карьера, средний коэффициент вскрыши, вид транспорта, число и мощность грузопотоков, балансовые запасы, потери, разубоживание, тип добычного экскаватора.

Порядок определения производительности следующий.

1. Определяют промышленные и эксплуатационные запасы по месторождению, а также максимально возможную по горнотехническим факторам производительность в зависимости от интенсивности развития горных работ, провозной способности вскрывающих выработок в связи с принятым видом транспорта, числа и производительности добычных эскаваторов.

2. На основании рассчитанных эксплуатационных запасов определяют нормативный срок службы и нормативную производительность карьера (табл. 11.9). В качестве нормативной

Таблица 11.9

Рекомендуемые минимальные сроки существования карьеров

Минимальный срок существования карьера, лет	Нормативная годовая производительность карьера, млн т	
	карьеры руд черных металлов	карьеры руд цветных металлов
10	—	До 1
10—15	—	1—2
15—20	До 5	2—5
20—25	5—10	5—10
30—35	10—15	10—20
35—40	15—20	10—20
40—45	15—20	20—30
>50	>20	>30

принимается такая производительность, при которой срок службы карьера приблизительно соответствует сроку физического и морального износа основных зданий и сооружений. Нормативная производительность карьера

$$A_p = Z/T, \qquad (11.38)$$

где Z — запасы месторождения, извлекаемые при разработке; T — срок службы карьера.

Для отдельных карьеров цветной металлургии минимальный срок существования карьера принимается с учетом времени на развитие и затухание добычи, но без учета периода строительства, если они являются единственным горным предприятием в составе горно-обогатительного комбината. Если в состав горно-обогатительного комбината входит несколько карьеров с общим транспортным цехом и ремонтной службой, то их минимальный срок существования не ограничивается. Однако в этом случае необходимо, чтобы общий срок службы карьеров был не менее указанных в табл. 11.9, а их суммарная производственная мощность (за вычетом времени на развитие и затухание) была постоянной.

Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов рекомендуют определять срок службы разреза исходя из установленных промышленных запасов угля, развития горных работ и сроков амортизации основных фондов.

Рекомендуемые нормами технологического проектирования соотношения срока службы и производительности карьеров должны корректироваться в конкретных горно-геологических условиях.

В последнее время проектируется большое количество карьеров, называемых *малыми*, имеющих производительность существенно более низкую указанной в табл. 11.9. К таким относятся карьеры по производству огнеупорных глин и формо-

Таблица 11.10

Прогнозные запасы углей и угольной массы некоторых уральских месторождений

Месторождение	Запасы кондиционных углей в границах разреза, тыс. м³	Запасы некондиционных углей (угленосных пород), тыс. м³
Дальне-Буланашское	4005	4026
Алтынайское	2382	780
Северо-Елкинское	458	1064

вочных песков, известняка и доломитов, марганцевых руд, а также угольные разрезы, отрабатывающие выходы пластов, целики шахт и т. п. Наличие таких карьеров обеспечивает потребность в доменном сырье, увеличивает полноту выемки полезного ископаемого, во многих случаях компенсирует дефицит полезного ископаемого, добываемого подземным способом, и пр.

Запасы угля в тонких пластах и угольной массы, содержащей до 60—80% пустой породы, весьма значительны. Для примера в табл. 11.10 приведены ориентировочные запасы по трем месторождениям Урала.

Расчеты показывают, что на месторождениях такого типа с ограниченными запасами может быть развернута открытая добыча при годовой производительности предприятия 0,1—0,4 млн т по углю. При этом не менее 11—22% полезного ископаемого может быть получено за счет гидрообогащения разубоженных угленосных пород. Это существенно улучшает экономику предприятия и повышает полноту использования недр. Срок существования таких разрезов может быть небольшим — от 6—8 до 10—13 лет.

Организационно такое предприятие может быть включено в состав крупного разреза, шахты или объединения в качестве обособленного участка. Опыт работы разрезов «Копейский» и «Батуринский» показывает, что при строительстве и эксплуатации малых карьеров необязательно возведение дорогостоящих промплощадок. Они могут быть заменены строительством полустационарных гидрообогатительных установок и техкомплексов, обеспечивающих прием и отгрузку угля. На базе таких месторождений возможна организация арендных коллективов или кооперативной добычи.

Сроки существования малых карьеров черной металлургии регламентированы нормами технологического проектирования (табл. 11.11).

3. Сопоставляя максимальную и нормативную производительности, принимают производительность карьера по полезному ископаемому.

Таблица 11.11

Допустимые сроки и производительность малых карьеров черной металлургии

Вид полезного ископаемого	Годовая производительность, млн т	Сроки существования, лет	Эксплуатационный коэффициент вскрыши, м³/т
Огнеупорные глины и формовочные пески	0,1—1,5	7*—30	до 11
Доломит, известняк доломитированный	2,0—7,0	20—25	до 8,8
Марганцевые руды	0,2—0,5	5—10*	до 15
	0,5—1,0	20—25	12—14
	1,0—1,5	25—35	18—20
	1,5—3,0	30—35	25—30

* Указанные сроки существования карьеров приняты для приконтурных участков и отработки целиков.

4. Определяют ориентировочную производительность карьера по вскрыше по формуле

$$П_в = A_р k_{ср} k_н, \qquad (11.39)$$

где $A_р$ — производительность карьера по полезному ископаемому; $k_{ср}$ — средний коэффициент вскрыши; $k_н = 1{,}1 \div 1{,}3$ — коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам.

Вследствие неравномерного распределения вскрыши по годам срок разработки делят на несколько периодов, для каждого из которых принимается более точное значение среднего коэффициента вскрыши и коэффициента неравномерности. Более точно производительность карьера по вскрыше определяется на основании календарного плана, который выполняется согласно принятому порядку развития горных работ и в соответствии с заданной производительностью карьера по полезному ископаемому. Производительность карьера по горной массе при принятой производительности по полезному ископаемому определяется в процессе календарного планирования. При этом следует руководствоваться необходимостью переноса объемов вскрышных работ на возможно более поздние периоды.

5. Устанавливают значение пусковой производственной мощности и срок освоения проектной мощности. Производительность карьера по вскрыше должна в течение всего периода эксплуатации обеспечивать производительность карьера по полезному ископаемому и неснижаемую величину готовых к выемке запасов полезного ископаемого. Пусковая производительность карьера устанавливается в задании на проектирование и регламентируется нормативами. На карьерах черной металлургии она должна быть не менее 30% полной проектной

годовой производительности карьера по полезному ископаемому при годовом объеме добычи более 20 млн т в год и не менее 50% при годовой производительности 4—20 млн т. На карьерах с годовым объемом добычи до 4 млн т при вводе карьера в эксплуатацию должна быть освоена его полная проектная производительность. Срок освоения полной проектной производительности карьера после пуска его в эксплуатацию приведены в табл. 11.12.

6. Устанавливают обеспеченность карьера готовыми к выемке запасами полезного ископаемого, которая исчисляется в месяцах работы при принятой в данный период производительности. Нормы обеспеченности карьеров руд цветных металлов запасами различной степени готовности при круглогодовой работе приведены в табл. 11.13.

Нормы технологического проектирования железорудных карьеров, а также угольных и сланцевых разрезов регламентируют только величину готовых к выемке запасов на соответствующий период. При этом оговаривается ряд особых технологических условий (табл. 11.14).

При сезонном ведении вскрышных работ размеры готовых к выемке запасов полезного ископаемого во всех случаях должны обеспечивать добычу до начала нового сезона. На карьерах цветных металлов обеспеченность готовыми к выемке за-

Таблица 11.12

Нормативы и сроки освоения полной проектной производительности карьера

Годовая производительность пусковых комплексов по полезному ископаемому, млн т	Продолжительность освоения проектной производительности, мес	Объем добычи, % от годовой производительности		
		1-й год	2-й год	3-й год
До 5	9	85	100	—
5—15	15	70	99	100
15—30	18	65	98	100
>30	24	60	90	100

Таблица 11.13

Нормативы обеспеченности запасами различной степени готовности для карьеров руд цветных металлов

Период эксплуатации карьера	Обеспеченность запасами, мес		
	вскрытыми	подготовленными	готовыми к выемке
Ввод в эксплуатацию	12—6	6—4	1,5—0,5
Работа с проектной мощностью	7—4,5	3—2	1,5—1
Затухание работ	4,5—3,5	3,5—1,5	1—0,5

Таблица 11.14

Минимальная величина готовых к выемке запасов на железорудных и угольных разрезах

Предприятия	Технологические условия	Обеспеченность готовыми к выемке запасами, мес
Железорудные	1. Колесные виды сборочного транспорта:	
	по руде	2,5
	по скальной вскрыше	2,5
	по рыхлой вскрыше	1,8
	2. Бестранспортные, транспортно-отвальные схемы и комплексы непрерывного действия	Обосновывается проектом
Угольные	1. Транспортные системы разработки	2,0
	2. Бестранспортные системы разработки	0,5

пасами должна составлять не менее 0,5 мес, а на железорудных — не менее 1 мес.

7. Принимают календарный режим работы карьера и определяют среднемесячную суточную сменную производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

11.7. ТРАНСФОРМАЦИЯ ГРАФИКА РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ В КАЛЕНДАРНЫЙ

Рациональный календарный график горных работ имеет следующие признаки.

1. В любой период разработки (за исключением периода затухания работ на месторождении) текущий коэффициент вскрыши должен быть минимальным и меньше, чем в последующем периоде, т. е.)

$$k_{T_1} < k_{T_2} < \ldots < k_{T_i}. \qquad (11.40)$$

Поэтому производительность карьера по вскрыше при равной производительности по полезному ископаемому в каждом последующем периоде должна быть больше, чем в предыдущем, т. е.

$$П_{в1} < П_{в2} < \ldots < П_{в_i}. \qquad (11.41)$$

2. В любой период добычи полезного ископаемого не должна прерываться или уменьшаться (например, в момент перехода горных работ через промежуточный контур), т. е. должна быть постоянной или возрастающей во времени. Практика показывает, что даже незначительное снижение производитель-

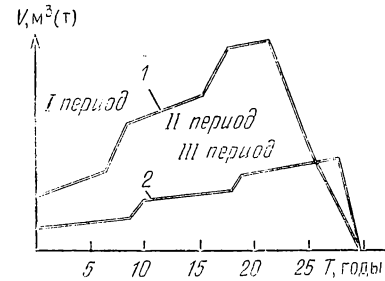


Рис. 11.3. Рациональный календарный график объемов вскрышных (*1*) и добычных (*2*) работ в карьере

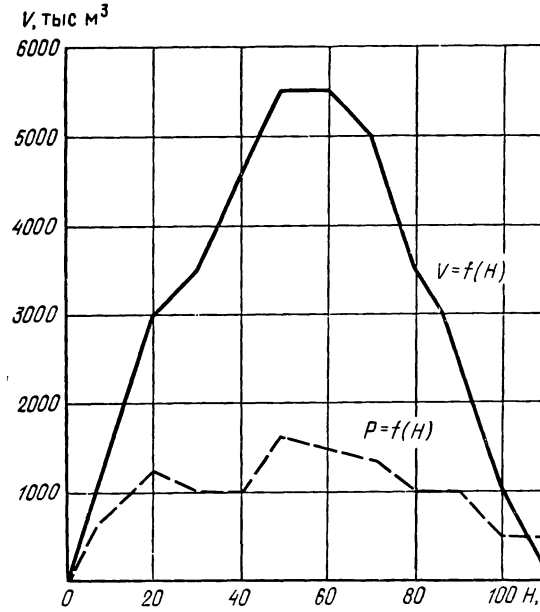
ности карьера, т. е. по существу неполное использование производственных мощностей, приводит к резкому снижению технико-экономических показателей. Рациональный график объемов V добычных и вскрышных работ при длительных сроках разработки месторождения T должен быть, как правило, не только возрастающим, но и ступенчатым (рис. 11.3). Вложение капитальных затрат на развитие производственных мощностей на отдельном карьере не может осуществляться равными долями, так как это связано с приобретением дорогостоящего оборудования и с устройством сооружений (отвалов, станций, траншей). Исходя из технологии открытых горных работ, крупные капитальные затраты целесообразно вкладывать периодически, связывая вложения с реконструкцией и одновременным повышением мощности предприятия. Из этого следует такой признак рационального плана горных работ, как ступенчатость календарного графика объемов вскрышных и добычных работ и этапность в развитии горных работ на карьере.

Рациональная продолжительность этапа по организационно-техническим и экономическим факторам ограничивается сроком 7—12 лет.

Высота ступени определяется по продолжительности этапа, по характеру и темпам повышения ежегодного объема работ внутри этапа. В большинстве проектов реконструкции увеличение производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше, выражающееся на графике в виде ступени, предусматривается в пределах 15—30% от достигнутой. Вариант разработки с равномерным графиком вскрышных работ, как правило, оказывается более экономичным при небольшой продолжительности периода оценки (менее 5—7 лет) и в тех случаях, когда в период строительства, исходя из горно-геологических условий, вкладывается более 70—80% капитальных затрат (например, в случае использования транспортно-отвальных мостов и других мощных комплексов при разработке горизонтальных месторождений).

Календарный график вскрышных работ может быть получен путем преобразования (трансформации) графика режима

а



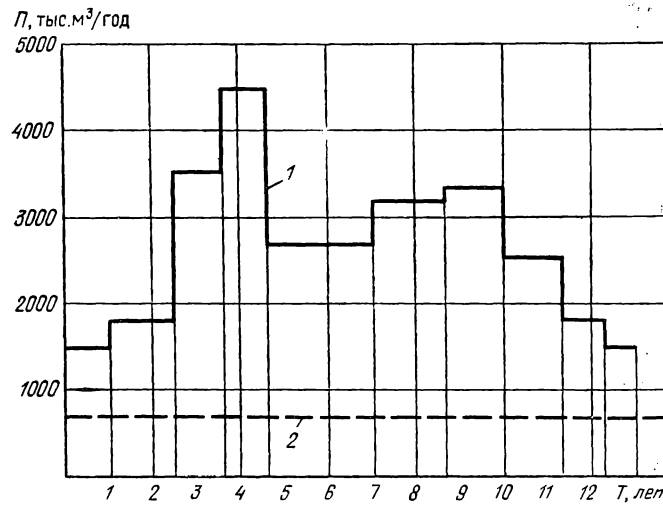
Запасы полезного ископаемого в слое Q_i, тыс. м³	750	1250	750	750	1500	1300	1250	1000	1000	500	500
Длительность разработки слоя t_i, лет	1,00	1,67	1,00	1,00	2,00	1,73	1,67	1,33	1,33	0,67	0,67
Объем вскрыши в слое V_i, м³	1500	3000	3500	4500	5500	5500	5000	3500	2500	1000	0,0
Требуемая производительность по вскрыше $П_в$, тыс. м³/год	1500	1800	3500	4500	2750	3180	3200	2640	1870	1500	0

горных работ Q, $V=f(H)$. Для этого по известной (заданной) производительности $A_р$ карьера по полезному ископаемому определяется срок отработки i-го слоя с запасами Q_i полезного ископаемого (лет):

$$t_i = Q_i/A_р. \qquad (11.42)$$

Исходя из срока отработки слоя и объема V_i вскрыши в нем, определяют годовую производительность карьера по вскрыше в течение срока отработки слоя:

$$П_в = V_i/t_i, \qquad (11.43)$$



Срок отработки слоя, лет	*1,00*	*2,67*	*3,67*	*4,67*	*6,67*	*8,40*	*10,87*	*11,4*	*12,5*	*13,2*	*13,37*	
Производительность по вскрыше, тыс.м³	*1500*	*1800*	*3500*	*4500*	*2750*	*3180*	*3200*	*2640*	*1370*	*1500*	*0*	

Рис. 11.4. График режима горных работ (*а*) и календарный график (*б*) вскрышных (*1*) и добычных (*2*) работ:
P, *V* — объемы полезного ископаемого и вскрыши соответственно; *H* — глубина слоя; *П* — производительность карьера; *Т* — годы эксплуатации

или

$$П_в = k_с A_р, \tag{11.44}$$

где $k_с$ — слоевой (текущий) коэффициент вскрыши;

$$k_с = V_i Q_i. \tag{11.45}$$

Результаты расчетов выражают в виде таблиц и графиков. На рис. 11.4 показан график режима горных работ, на котором по оси абсцисс H отложена глубина слоя от поверхности карьера, а по оси ординат — объемы вскрыши и полезного ископаемого (V, P). В таблице, расположенной ниже графиков $P=f(H)$ и $V=f(H)$, показаны запасы полезного ископаемого и объем вскрыши каждого слоя. Эти данные получены в результате выполненного ранее горно-геометрического анализа. Например, в слое между горизонтами 40 и 50 м запасы полезного ископаемого составляют 1500 тыс. м³, а объем вскрыши 5500 тыс. м³. При годовой производительности карьера по руде 750 тыс. м³ срок отработки слоя равен двум годам, а произво-

дительность карьера по вскрыше в этот период должна быть 2,75 млн. м^3.

На основании этих данных строим календарный график. Для этого в верхней строке таблицы (см. рис. 11.4) показываем календарные годы разработки, а ниже в этом же масштабе времени откладываем продолжительность отработки каждого слоя. Верхняя строка этой таблицы является также шкалой оси абсцисс календарного графика. Полученные календарные графики служат в качестве исходных данных обоснования годовых объемов вскрышных работ на карьере.

При разработке горизонтальных и пологих залежей годовые объемы вскрыши определяют в зависимости от скорости подвигания фронта добычных работ $V_д$ (м/год), определяемой по формуле

$$V_д = A_р/(mL_{ф.д}\gamma_и), \qquad (11.46)$$

где $A_р$ — годовая производительность карьера по полезному ископаемому, м; m — мощность залежи, м; $L_{ф.д}$ — длина фронта добычных работ, перемещаемого в течение года, м; $\gamma_и$ — плотность полезного ископаемого, т/м^3.

При разработке карьеров с заданным календарным графиком добычи полезного ископаемого может быть несколько вариантов календарных графиков вскрышных работ. В этом случае возникает необходимость выбора оптимального графика или регулирования календарного графика вскрышных работ.

Экономическая оценка календарных графиков вскрышных работ осуществляется методом вариантов по величине приведенных затрат, прибыли или рентабельности за длительный период.

Регулирование режима горных работ с целью уменьшения пиковых объемов вскрыши или перенесения их на более поздние сроки достигается путем применения следующих приемов.

1. Перенос пиковых объемов на более поздние периоды за *счет изыскания оптимального направления понижения горных работ*, обеспечивающего минимум текущего или среднего с начала разработки коэффициентов вскрыши. В этом случае календарный график вскрышных работ будет рациональным, так как объемы вскрыши по периодам эксплуатации карьера будут возрастать.

2. Рациональное распределение выемки вскрыши по времени достигается *за счет поочередного вовлечения в разработку участков месторождения с минимальными коэффициентами вскрыши* и последующим их объединением. Такой способ применим при разработке протяженных залежей значительных размеров по площади со сложной структурой и т. п.

Линия *абвгд* на рис. 11.5 показывает изменение годовых объемов вскрыши без выделения очередности участков. Чтобы

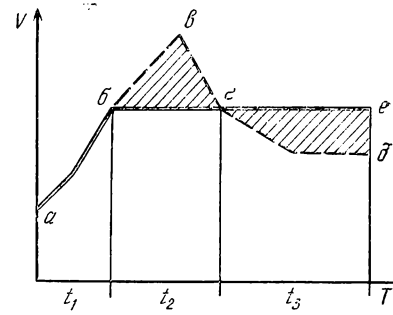


Рис. 11.5. Календарное распределение объемов вскрыши V при отработке карьерного поля участками или этапами:
T — период отработки

вынимать постоянный объем вскрыши в течение периодов t_2 и t_3, в карьере намечается очередность разработки участков. За счет этого выемка части объемов (площадь *бвг*) переносится с периода t_2 на период t_3. За период t_3 производительность карьера по вскрыше увеличивается, а за период t_2+t_3 остается постоянной (линия *бге*).

3. Существенное сокращение объемов вскрыши с отнесением на отдаленное время достигается *выделением этапов разработки с формированием временно нерабочего борта* внутри перспективных границ карьера.

Опыт работы Джетыгаринского и Баженовских асбестовых карьеров показал целесообразность поочередной консервации значительного числа уступов на противоположных бортах на период 7—10 лет. При отработке округлых месторождений (карьер «Мир» объединения «Якуталмаз») консервация уступов производится по всему их периметру при достижении ими положений, соответствующих первому, второму и т. д. этапам разработки.

4. Существенное влияние на вид календарного графика и распределение вынимаемых объемов вскрыши, особенно в начальные периоды разработки, оказывает *принятый способ вскрытия, а также местоположение, форма и стационарность вскрывающих выработок.* Например, при вскрытии крутых залежей стационарными съездами, сразу располагаемыми в конечном положении, существенно увеличиваются объемы горно-строительных и горно-капитальных работ. Значительное количество вскрыши будет извлечено в период строительства и развития мощности карьера. В то же время вскрытия рабочих горизонтов полустационарными и временными выработками по центру карьерного поля позволяет четко регулировать объемы вскрышных работ во времени, добиваться увеличения скорости подготовки горизонтов при строительстве карьера.

5. Некоторое перераспределение пиковых объемов вскрыши во времени может быть также частично достигнуто увеличени-

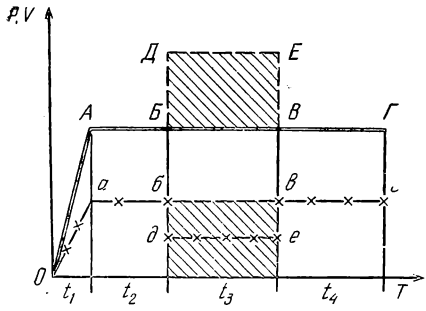


Рис. 11.6. Регулирование календарного графика разработки путем временного снижения объемов добычных работ:
P, V — объемы руды и породы; *T* — период отработки

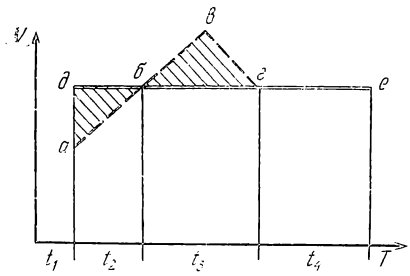


Рис. 11.7. Выравнивание календарного графика вскрышных работ путем опережающей выемки вскрыши:
V — объем вскрыши; *T* — период отработки

ем углов откоса рабочей зоны. Это связано с изменением элементов системы разработки либо с заменой, где это возможно, вида транспорта (например, с железнодорожного на автомобильный).

6. В отдельных случаях при невыдержанной мощности залежи регулирование графика вскрышных работ (ликвидация пиковых нагрузок) может быть произведено *за счет уменьшения объема добычных работ* (рис. 11.6). Если горные работы вести при постоянной производительности карьера по полезному ископаемому (линия *абвг*), то в период t_3 за счет резкого уменьшения мощности залежи необходимо увеличивать годовые объемы вскрыши (линия *ДЕ*). Увеличения ежегодных объемов вскрыши полностью или частично можно избежать (линия *БВ*), если уменьшить производительность карьера по полезному ископаемому (линия *де*). Но это возможно лишь в том случае, если уменьшение объема добычи на одном карьере компенсируется увеличением его на другом.

При выбранном режиме горных работ, обеспечивающем в целом рациональную выемку полезного ископаемого и вскрыши, трансформированный неусредненный календарный график (рис. 11.4) также имеет пиковые объемы. Эти объемы выравниваются *за счет переноса части объемов вскрыши на более ранние периоды.* Изменение объемов вскрышных работ (рис. 11.7) показывается линией *абвге*). Если не регулировать

график вскрышных работ, то на период t_3 необходимо вводить дополнительное оборудование. За счет уменьшения угла наклона рабочего борта часть объемов вскрыши (площадь *бвг*) можно выполнить заранее (в период t_2). В этом случае в течение всех четырех периодов ($t_1+t_2+t_3+t_4$) объем вскрышных работ остается постоянным (линия *дбге*). *Такой способ регулирования графика вскрышных работ возможен лишь в случаях, когда пиковые объемы значительны и требуют больших капитальных затрат.* При этом желательно, чтобы переносимый объем вскрыши был незначительный и срок переноса небольшой.

На пологих месторождениях по мере углубления из-за увеличения мощности вскрыши ежегодные ее объемы возрастают. Выравнивание годового объема вскрышных работ карьера также достигается за счет выполнения дополнительных объемов ее на верхних уступах в первые периоды эксплуатации. При этом необходимо соблюдать условие

$$0 \leqslant \gamma_p \leqslant \gamma_{p\,max},$$

где γ_p, $\gamma_{p\,max}$ — соответственно фактический и максимальный углы наклона рабочего борта, градусы.

Фактическая форма выравненного календарного графика определяется из условия равенства объемов переносимой вскрыши.

Трансформация графиков режима горных работ в календарные, как это уже отмечалось, сопровождается некоторым изменением ширины рабочих площадок по вскрыше по сравнению с принятыми при горно-геометрическом анализе карьера. Поэтому при установленном распределении P_t, $V_t=f(T)$ необходимо решить *обратную задачу*, связанную с формированием рабочей зоны и управлением ее параметрами во времени. Такое управление должно обеспечивать выемку проектных объемов полезного ископаемого и вскрыши на всех стадиях существования карьера.

При понижении горных работ размеры рабочей зоны возрастают, в то время как для поддержания работы карьера с постоянным коэффициентом вскрыши в течение сравнительно большого периода времени необходимо иметь постоянную площадь рабочей зоны и длину фронта работ. Снижение интенсивности отработки уступов за счет отработки по всей их длине приведет к отклонениям от принятого календарного графика и, в конечном итоге, к уменьшению производительности карьера. *Сохранение размеров действующей части рабочей зоны может быть достигнуто за счет изменения конструктивных параметров* рабочей зоны, в том числе:

1. Уменьшение протяженности фронта вскрышных работ на верхних уступах за счет вовлечения в разработку по частям.

В этом случае размеры фронта работ по вскрыше и скорость его перемещения определяются исходя из потребности во вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасах полезного ископаемого.

2. Регулирование площади рабочей зоны и длины фронта работ за счет временной остановки части уступов и чередования их отработки по глубине за счет формирования внутри карьера участков временно нерабочего борта с оставлением на нем берм минимально допустимой по условиям расконсервации ширины. Кроме того, возможна организация поочередной отработки смежных уступов с оставлением между ними уменьшенной площадки. В этом случае угол откоса рабочей зоны может быть существенно увеличен. В некоторых случаях, как показывает практика работы карьеров, в целях создания достаточных резервов подготовленных запасов смежные вскрышные уступы в рабочей зоне карьера могут сдваиваться.

3. Поддержание постоянной длины фронта вскрышных работ достигается также за счет одновременной работы ограниченного количества уступов. При этом следует выделять зоны концентрации горных работ по глубине карьера и в плане, исходя из необходимости поддержания фронта добычных работ требуемой длины.

4. Регулирование объема вскрышных работ по глубине карьера достигается выделением технологических зон, которые характеризуются различными параметрами элементов системы разработки, интенсивностью отработки уступов, способов вскрытия и видом применяемого технологического оборудования. Например, на карьерах комбината «Ураласбест» выделяется три технологических зоны: верхняя — зона действия железнодорожного транспорта высотой 80—100 м, средняя — зона консервации и расконсервации временно нерабочего борта высотой 60—75 м; нижняя — зона действия автомобильного транспорта высотой 45—60 м. Общая длина перемещаемых уступов в этом случае зависит от интенсивности работ в верхней, средней и нижней технологических зонах.

5. В ряде случаев, особенно при переходе к следующему этапу, разработки с одновременным увеличением производительности карьера по вскрыше, необходимо создание дополнительного фронта работ. Это может быть достигнуто увеличением длины отрабатываемых уступов к верхним горизонтам, расконсервацией временно нерабочих бортов, применением диагональных и поперечных систем разработки на вскрыше в комбинации с продольным перемещением фронта работ на добыче. Единовременно по мере увеличения протяженности фронта работ на вскрыше должно вводиться дополнительное выемочное оборудование.

11.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ПОЛЕЗНОМУ ИСКОПАЕМОМУ И ВСКРЫШЕ

Производительность карьера по полезному ископаемому может быть принята максимально возможной по горнотехническим факторам или ограничена потребностью в сырье данного вида. В ряде случаев производительность по сырой руде может быть задана директивно, и тогда задачей проекта будет являться обоснование способов достижения установленных нормативов. В последнее время в большинстве проектов реконструкции горных предприятий ставится задача изыскания путей поддержания установленной производительности по полезному ископаемому.

При всем многообразии задач целью разработки месторождения является добыча полезного ископаемого при достижении максимального экономического эффекта, т. е. максимальной прибыли. Поэтому производительность карьера по полезному ископаемому должна быть оптимальной. Так как при открытой разработке, как правило, большая доля затрат приходится на вскрышные работы, то производительность карьера должна быть оптимальной не только по полезному ископаемому, но и по вскрыше. Производительность карьера по вскрыше определяется по выражению

$$П_в = A_р k_т, \tag{11.47}$$

где $A_р$ — производительность карьера по полезному ископаемому, т; $k_т$ — текущий коэффициент вскрыши, м³/т.

Производительность карьера по горной массе

$$П_{г.м} = A_р \frac{1}{\gamma_и} + П_в = A_р \left(\frac{1}{\gamma} + k_т \right), \tag{11.48}$$

где $\gamma_и$ — плотность полезного ископаемого, т/м³.

Порядок определения оптимальной производительности следующий:

1. Определяют рациональное направление развития горных работ в карьере, которое характеризуется на погоризонтных планах осями разрезных траншей каждого горизонта, а на поперечных сечениях — линиями направления углубки.

2. Для принятого направления углубки выполняют горно-геометрический анализ и получают данные (в виде таблиц и графиков) о распределении полезного ископаемого и вскрыши по этапам разработки в зависимости от глубины горных работ. Горно-геометрический анализ может быть выполнен для нескольких вариантов углубки, угла наклона рабочего борта, ширины рабочей площадки, высоты уступа.

3. Устанавливают несколько вариантов скорости годового понижения горных работ, соответствующих максимальной ско-

рости подвигания фронта работ, и определяют максимально достижимую производительность карьера по полезному ископаемому.

4. Принимают возможные варианты производительности карьера, включая максимальную.

5. Для каждого варианта производительности карьера трансформируют таблицы горно-геометрического анализа в таблице годовых объемов добычных и вскрышных работ.

6. Строят и выравнивают календарные графики годовых объемов добычных и вскрышных работ для каждого оцениваемого варианта.

7. Экономически оценивают календарные графики, подсчитывают капитальные и эксплуатационные затраты, стоимость товарной продукции, прибыль в виде ежегодных и суммарных доходов, прямых и приведенных затрат.

8. На основании экономической оценки принимают оптимальный вариант производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

Исходными данными для *расчета производительности карьера по методу проф. А. И. Арсентьева* служат результаты горно-геометрического анализа карьерного поля.

На рис. 11.8 показано изменение объемов выемки полезного ископаемого P и вскрышных пород V с глубиной карьера H. Объемы приведены нарастающим итогом от глубины разработки [кривые $\Sigma P=f(H)$, $\Sigma V=f(H)$].

Перпендикуляр, опущенный из любой точки графика $\Sigma P=f(H)$ на ось абсцисс, отсекает глубину карьера в данный момент разработки. Ордината точки пересечения перпендикуляра с графиком $\Sigma P=f(H)$ соответствует объему полезного ископаемого, извлеченному из карьера к этому моменту.

Задавшись или рассчитав время подготовки новых горизонтов карьера к эксплуатации, осуществим трансформацию графика $\Sigma P=f(H)$ в график $\Sigma P=f(T)$ нарастающих объемов полезного ископаемого во времени. Для этого (рис. 11.9) по оси абсцисс будем откладывать нарастающее время подготовки горизонтов $T_{\text{п}i}$, а по оси ординат — соответствующий объем добычи полезного ископаемого. Кривая $\Sigma P=f(T)$ состоит из отрезков прямых, каждая начальная точка которых — начало подготовки горизонта, конечная — окончание подготовки горизонта. Разница ординат точек — объем полезного ископаемого, извлекаемый из карьера за время подготовки горизонта. Отрезки прямых образуют с осью абсцисс углы, тангенсы которых соответствуют производительности карьера в данный момент времени. Участок кривой с наибольшим углом наклона к оси абсцисс T обеспечит производительность карьера по полезному ископаемому, не только большую по сравнению с другими, но и максимально достижимую на данном этапе по горнотехни-

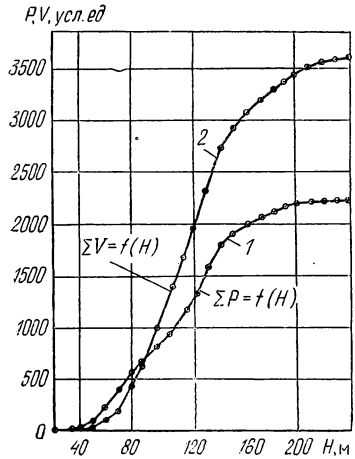


Рис. 11.8. График изменения нарастающих объемов полезного ископаемого P (*1*) и вскрыши V (*2*) в зависимости от глубины карьера H

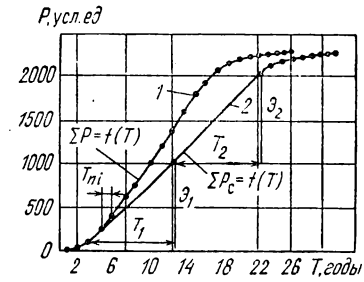


Рис. 11.9. График изменения нарастающих объемов полезного ископаемого P во времени T:
1 — при максимальной добыче в каждый момент времени; *2* — при стабильной производительности карьера

ческим возможностям. Из рис. 11.9 видно, что производительность карьера в течение срока эксплуатации, если ее не стабилизировать, будет переменной. Стабилизация производительности осуществляется по периодам (T_1, T_2, ...), продолжительность которых находится в пределах 7—10 лет, за исключением периодов развития мощности и затухания горных работ в карьере.

На графике (рис. 11.9) стабильная производительность в периоде принимается по минимальному ее значению, достигнутому в соответствующий отрезок времени подготовки одного из горизонтов. Во всех остальных случаях производительность снижается до принятого в периоде значения. Соответствующие участки кривой $\Sigma P_c = f(T)$ в выделенном периоде выполаживается, а время подготовки этих горизонтов увеличивается. Делается проверка на длительность периода разработки с принятым значением производительности.

График $\Sigma P_c = f(T)$ работы карьера со стабильной производительностью по полезному ископаемому должен также удовлетворять другим требованиям рационального календарного графика. Так, производительность в каждый период (за исключением периода затухания горных работ) должна быть по возможности больше или равна, но не меньше, чем в предыдущем периоде.

На основе рассчитанной максимально возможной производительности карьера по руде в разные периоды работы карье-

ра принимается решение по проектной производительности карьера по руде. При этом учитываются транспортные возможности и достоверность запасов. Производительность карьера должна проверяться по плановой потребности в полезном ископаемом, обеспеченности готовыми к выемке запасами, а также по экономической эффективности получаемых технико-экономических показателей.

11.9. УСОВЕРШЕНСТВОВАННЫЙ КОМПЛЕКСНЫЙ МЕТОД ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

В отличие от изложенного выше усовершенствованный комплексный метод проектирования производственной мощности карьера позволяет более полно проиллюстрировать связи извлекаемых из пространства карьера объемов руды и вскрыши со временем их разработки и, совместно используя графики для определения производительности по полезному ископаемому и пустым породам, решить ряд других задач проекта. Например, установить сроки ввода или вывода мощностей, скорости углубки карьера, необходимых объемов консервации вскрышных пород, длительности этапов разработки и т. п.

Исходные данные и результаты расчетов представлены в виде графиков-номограмм режима горных работ (рис. 11.10).

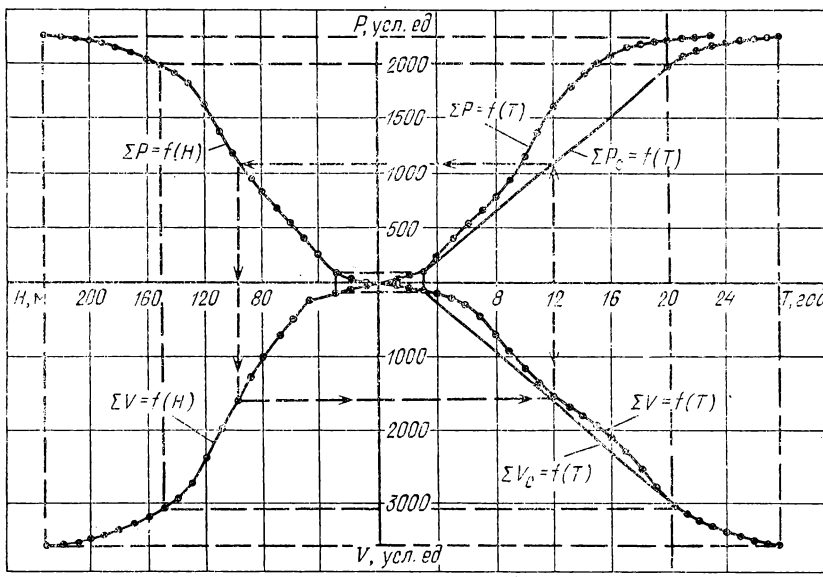


Рис. 11.10. Номограмма для определения производительности карьера при заданной скорости понижения горных работ

В левой части графиков приведены результаты горно-геометрического анализа карьера — извлекаемые в процессе разработки карьера объемы полезного ископаемого и вскрышных пород нарастающим итогом по горизонтам отработки с углом откоса рабочей зоны $\gamma=\gamma_р$, в правой — календарные графики добычи полезного ископаемого и выемки пород вскрыши по годам разработки.

При получении кривой $\Sigma P=f(T)$ использован метод проф. А. И. Арсентьева. Для упрощения расчетов при трансформации графиков режима горных работ вместо времени подготовки новых горизонтов использована скорость углубки карьера. По мере понижения горных работ скорость углубки откладывается по оси абсцисс H, и соответственно абсциссам понижения горных работ через точки графика $\Sigma P=f(H)$ устанавливаются ординаты объемов добычи полезного ископаемого. По соответствующим этим ординатам — годам разработки строится график $\Sigma P=f(T)$.

При установлении скорости углубки следует учитывать соразмерность развития горных работ в карьере, т. е. скорости углубки и подвигания фронта работ.

Усреднение производительности, выделение периодов стабильной эксплуатации карьера и принятие проектной производительности по руде производятся аналогично методике, описанной выше. Однако следует отметить, что в качестве единичного временного отрезка при усреднении производительности по данному методу принимается уже не время подготовки горизонта, а календарный год.

При определении производительности карьера по вскрыше, в первую очередь необходимо установить минимальный объем вскрышных пород, извлекаемый из карьера, обеспечивающий выполнение принятых годовых объемов добычи полезного ископаемого. В этих целях на графиках-номограммах устанавливается скорость понижения добычных работ. В каждый год разработки по графику $\Sigma P_с=f(T)$ берется ордината объема полезного ископаемого, извлекаемого из карьера при работе с установленной производительностью по руде, и через график $\Sigma P=f(H)$ определяется абсцисса глубины карьера на данный год разработки. Разница между соседними отметками глубины карьера, полученными на оси абсцисс H, дает скорость понижения добычных работ в карьере. В период строительства, когда из карьера извлекаются только объемы вскрышных пород, скорость понижения горных работ принимается максимальной и равной принятой скорости углубки.

График $\Sigma V=f(T)$ выемки пород вскрыши строится на основе графика $\Sigma V=f(H)$ режима вскрышных работ по абсциссам понижения горных работ, как это показано на рис. 11.10 стрелками.

Производительность карьера по породам вскрыши определяется тангенсом угла наклона участков кривой $\Sigma V=f(T)$ к оси абсцисс T. Она так же, как производительность карьера по руде, принимается постоянной по периодам. Продолжительность периодов усреднения по вскрыше 7—10 (до 12) лет. Календарный график работы карьера по вскрыше выравнивается за счет переноса части объемов на более ранние периоды работы. Усреднительные прямые проводятся по касательной к точкам графика $\Sigma V=f(T)$ или как можно ближе к ним, таким образом, чтобы прямые не пересекали кривую $\Sigma V=f(T)$. В этом случае в карьере гарантируется сохранение рабочих площадок шириной не менее принятой при горно-геометрическом анализе. Иногда в процессе усреднения необходимо уменьшение производительности по вскрыше в первый эксплуатационный период в связи с требованиями рационального графика режима горных работ. Это может быть достигнуто за счет переноса объемов вскрышных работ на более поздние периоды. При этом варьируются параметры системы разработки (ширина рабочей площадки и высота уступа) или временно останавливаются некоторые участки рабочего борта.

В этом случае усреднительные прямые могут пересекать кривую $\Sigma V=f(T)$. Абсциссы и координаты точек этих пересечений покажут сроки и объемы консервации и расконсервации или период работы карьера с новыми параметрами системы разработки. Построенный в результате усреднения график $\Sigma V_c=f(T)$ позволяет определить производительность карьера по породам вскрыши в каждом отдельном периоде и на весь срок эксплуатации карьера.

Определение сроков строительства, развития и ввода в эксплуатацию производственных мощностей с указанием объемов работ по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши может быть также произведено на графиках-номограммах режима горных работ. По Нормам технологического проектирования устанавливается динамика освоения мощности карьера (см. табл. 11.12). По графику $\Sigma P_c=f(T)$ устанавливается объем добычи полезного ископаемого по годам наращивания мощности, длительность периодов освоения пусковой мощности и развития ее до проектной. Затем на графике $\Sigma V_c=f(T)$ выделяется срок строительства карьера и определяется объем горно-строительных работ.

Производительность карьера по породам вскрыши в период строительства, с одной стороны, должна обеспечивать минимальные расходы на строительство, с другой — объем горно-строительных работ должен быть достаточным для нормальной деятельности предприятия в период эксплуатации. В связи с этим производительность по вскрыше в период строительства в проектах принимается на основе допустимой себестоимости

сырой руды. При этом нижний предельный уровень выемки пород вскрыши может быть показан на графике $\Sigma V_c = f(T)$.

При обосновании производственной мощности карьера по горной массе, чтобы избежать пиковых объемов в период строительства и ввода в карьер дополнительного горнотранспортного оборудования по сравнению с первым эксплуатационным периодом, в ряде случаев необходимо снизить годовые объемы выемки за счет увеличения сроков строительства и снижения темпов углубки горных работ.

Срок службы карьера (с учетом времени наращивания и затухания добычи полезного ископаемого, но без учета периода строительства), если он является единственным горным предприятием в составе горно-обогатительного комбината, принимается после приведенных выше расчетов, но не меньше нормативного срока службы карьера (см. табл. 11.9).

Контрольные вопросы

1. Основные признаки рационального календарного графика вскрышных и добычных работ в карьере.
2. В какой форме составляется календарный план горных работ в карьере и каким требованиям он должен удовлетворять?
3. Какой календарный режим работы карьеров рекомендуется нормами технологического проектирования?
4. Какими зависимостями характеризуется взаимосвязь между количеством и качеством полезного ископаемого и товарной продукции горного предприятия?
5. Как определяют при проектировании показатели потерь и разубоживания в карьере?
6. Определите для принятых Вами условий требуемый годовой запас полезного ископаемого, необходимый для производства заданного объема концентрата.
7. Установите количество концентрата определенного качества, которое можно получить из заданного объема полезного ископаемого (для принятых Вами условий).
8. Порядок определения оптимальной производственной мощности карьера.
9. Какие факторы ограничивают в основном производственную мощность карьера?
10. Как влияют на годовую производительность карьера скорость понижения горных работ, число экскаваторов в карьере, размеры залежи?
11. Изложите методику упрощенного определения производительности карьера.
12. Как осуществляется трансформация графика горно-геометрического анализа в календарный?

13. Какие приемы используют для регулирования календарного графика вскрышных работ?

14. Изложите методику А. И. Арсентьева для определения достижимой производительности карьера.

15. Изложите методику использования графиков — номограмм режима горных работ для решения задач производственной мощности карьеров.

12. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕКОНСТРУКЦИИ КАРЬЕРА

12.1. ЦЕЛЬ, ПРИЧИНЫ И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ

Анализ причин, вызвавших необходимость реконструкции, установление целей ее проведения и основных направлений на данном карьере в данный момент выполняется в предпроектный период в процессе составления ТЭО.

Возможные цели, причины и направления реконструкции, а также виды проводимых при ней работ приведены в табл. 12.1.

Совершенствование техники и технологии добычи, а также переработки полезного ископаемого, изменение конъюнктуры часто сопровождаются пересмотром бортового и минимального промышленного содержания полезных компонентов. Кроме того, в ходе эксплуатации карьера производится доразведка месторождения, результатом которой часто является прирост запасов полезного ископаемого. Все эти факторы приводят к необходимости пересмотра проектных границ карьеров. Так, в результате доразведки, прироста запасов и снижения кондиций были существенно расширены контуры большинства крупных глубоких карьеров: Сарбайского, Соколовского, Коркинского, Коунрадского, Баженовских асбестовых, железорудных карьеров Кривого Рога и др.

В процессе длительной работы карьера на его бортах может происходить развитие оползней, производится пересмотр устойчивых углов бортов в сторону их увеличения или уменьшения. Эти процессы привели к изменению контуров ряда карьеров: Сибайского, Центрального карьера комбината «Ураласбест» и др.

С целью интенсивного и наиболее эффективного использования запасов полезного ископаемого на крупных месторождениях могут одновременно проводиться как открытые, так и подземные работы. При этом в результате совершенствования открытого способа разработки в ходе эксплуатации месторожде-

ния пересматриваются ранее принятые проектные решения и расширяются контуры карьеров за счет отработки запасов полезного ископаемого, предназначавшихся для добычи подземным способом. Такой процесс привел к расширению проектных контуров Каджаранского, Тырныаузского, Блявинского, Зыряновского карьеров.

В результате увеличения глубины горных работ и связанного с этим усложнения условий разработки, а также при расширении границ карьеров часто возникает диспропорция между объемами горной массы, извлекаемыми из карьера, и пропускной способностью системы вскрывающих выработок. Необходима реконструкция существующей схемы вскрытия. Такая реконструкция проводилась на большинстве крупных глубоких карьеров: Сарбайском, Сибайском, Коунрадском, Баженовских асбестовых, карьерах Кривого Рога и Курской магнитной аномалии.

Необходимость в изменении схемы вскрытия может возникнуть также в результате роста производственной мощности карьера, внедрения новых видов или моделей транспортного оборудования (конвейеров, тяговых агрегатов и т. п.).

Поскольку продолжительность эксплуатации крупных карьеров составляет 40—60 лет и более, то в ходе их работы происходит моральный и физический износ горнотранспортного оборудования. Возникает необходимость замены устаревших машин на новые, более совершенные и производительные. Потребность во внедрении нового горнотранспортного оборудования возникает и в результате ухудшения условий разработки с ростом глубины карьера. Увеличиваются дальность транспортирования, простои экскаваторов в ожидании порожняка, снижается производительность горных машин, ухудшаются экономические показатели разработки.

Замена горнотранспортного оборудования и внедрение новых его видов и типов осуществляются периодически на всех крупных карьерах. Так, в последние годы осуществлено внедрение конвейерных подъемников на карьерах Южного, Северного, Ингулецкого и Новокриворожского ГОКов. На многих карьерах осуществлено внедрение автосамосвалов грузоподъемностью 75, 110 и 120 т вместо 27- и 40-тонных, тяговых агрегатов со сцепным весом 3600 кН вместо электровозов со сцепным весом 1000—1500 кН.

В ходе эксплуатации карьера может изменяться (чаще возрасти) потребность в добываемом на карьере сырье, а также требования к его качеству. В этом случае возникает необходимость в проведении реконструкции с целью изменения производственной мощности карьера. Неоднократно изменялась мощность многих крупных карьеров: Лебединского, Михайловского, Сарбайского, Баженовских асбестовых, ЮГОКа и др.

Таблица 12.1

Основные причины и направления реконструкции карьеров

Основные направления реконструкции	Причины вызвавшие необходимость реконструкции	Виды работ, проводимых при реконструкции	Цель реконструкции
1. Изменение контуров карьера	1. Разведка дополнительных запасов полезного ископаемого 2. Пересмотр кондиций на добываемое сырье 3. Пересмотр устойчивых углов откосов бортов 4. Внедрение новых видов и типов оборудования 5. Изменение цен на добываемое сырье 6. Переход к работе в границах очередного этапа разработки 7. Развитие оползней 8. Увеличение проектной глубины карьера	1. Разнос бортов карьера 2. Снос поверхностных сооружений, попадающих в зону работ, и строительство вместо их новых	1. Продление срока службы карьера 2. Увеличение добычи полезного ископаемого 3. Обеспечение повышения технико-экономических показателей разработки и безопасности работ
2. Изменение схемы вскрытия	1. Необходимость увеличения пропускной способности и грузопотока в связи с ростом производственной мощности карьера 2. Снижение пропускной способности существующей схемы в связи с ее усложнением по мере углубки карьера 3. Ухудшение технико-экономических показателей работы карьера 4. Расширение контуров карьера 5. Применение нового транспортного оборудования (вида или модели транспортной машины)	1. Проходка новых внешних капитальных траншей или подземных вскрывающих выработок 2. Изменение транспортной схемы в контурах карьера 3. Перенос перегрузочных пунктов 4. Изменение уклонов 5. Строительство новых станций 6. Увеличение глубины отработки карьера на железнодорожный транспорт	1. Увеличение производственной мощности карьера 2. Поддержание производственной мощности на достигнутом уровне (иногда несколько ниже достигнутого) 3. Улучшение технико-экономических показателей карьера

3. Внедрение новых видов и типов горно-транспортного оборудования	1. Ухудшение или замедление темпов роста технико-экономических показателей карьера 2. Увеличение производительности карьера 3. Ухудшение условий разработки, приводящее к снижению производственной мощности 4. Моральное и физическое старение действующего оборудования	1. Строительство новых цехов 2. Прокладка новых транспортных коммуникаций 3. Строительство перегрузочных пунктов, тоннелей, стволов, путепроводов, станций 4. Замена оборудования	1. Улучшение показателей работы 2. Увеличение производительности карьера 3. Поддержание производственной мощности карьера
4. Изменение производственной мощности карьера, качества продукции, календарного графика вскрышных работ	1. Изменение кондиций на добываемое сырье 2. Доразведка месторождения 3. Изменение требований потребителей 4. Увеличение требований по охране окружающей среды 5. Изменение потребности в добываемом полезном ископаемом	1. Проведение новых вскрывающих выработок 2. Внедрение новых типов и видов оборудования	1. Улучшение технико-экономических показателей карьера 2. Удовлетворение возросших потребностей в минеральном сырье 3. Удовлетворение требований по охране окружающей среды
5. Реконструкция отвалов, промплощадок, коммуникаций на поверхности	1. Требования селективного отвалообразования 2. Разработка старых отвалов 3. Отсутствие площадки для новых отвалов 4. Усиление требований по охране окружающей среды	1. Внедрение нового отвального оборудования 2. Изменение технологии отвалообразования 3. Строительство новых зданий и сооружений на промплощадке 4. Перенос и строительство новых коммуникаций	1. Снижение вредного влияния на окружающую среду 2. Улучшение технико-экономических показателей предприятия

К реконструкции карьера может привести и необходимость снижения отрицательного воздействия горных работ на окружающую среду. Требования селективного отвалообразования, охраны окружающей среды в ряде случаев приводят к реконструкции отвалов, промплощадки, коммуникаций на поверхности. Так, изменение требований к добываемому сырью, возрастание цен на него или изменение технологии обогащения может сделать рентабельной и экономически целесообразной разработку старых отвалов. В этом случае производится их реконструкция.

Выше перечислены основные причины и направления реконструкции. Однако необходимо отметить, что часто реконструкция осуществляется сразу по нескольким направлениям (например, расширение контуров карьера одновременно с переходом к новой схеме вскрытия), и ее проведение преследует сразу несколько целей (например, увеличение производственной мощности карьера, продление срока его эксплуатации и улучшение технико-экономических показателей работы предприятия).

В этом случае возможно одновременное выполнение разнообразных видов работ, связанных с реконструкцией (например, разнос бортов карьера с одновременным сносом поверхностных сооружений, строительством новых, проходкой внешних капитальных траншей и заменой оборудования).

12.2. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ КАРЬЕРА И ВЫБОР ЦЕЛЕСООБРАЗНОГО ВАРИАНТА РЕКОНСТРУКЦИИ

Современное горнодобывающее предприятие динамично во времени и в пространстве. Постоянное ухудшение условий эксплуатации карьера при относительно неизменной производительности горнотранспортного оборудования, опережающем росте стоимости промышленно-производственных фондов по сравнению с ростом добычи полезного ископаемого приводит к тому, что издержки производства начинают возрастать, ухудшая качественные и количественные показатели работы карьера.

Качественные параметры указывают на конструктивные, организационные и технические стороны горного предприятия: схемы и способы вскрытия, систему разработки, средства механизации производственных процессов, транспорта и т. п. Качественные параметры, как правило, не имеют натуральной размерности.

Количественные параметры характеризуют карьер, производственные процессы, технологическую схему, горно-геологические условия с количественной стороны, т. е. имеют количественную меру измерения. Примером количественных парамет-

ров являются мощность карьера, параметры системы разработки, число, мощность, угол падения пластов и т. п.

Возникает необходимость приведения качественных и количественных показателей карьера к уровню передовых современных предприятий путем реконструкции.

В отличие от проекта строительства нового карьера, проект реконструкции составляется для уже действующего предприятия. На карьере к моменту составления проекта реконструкции уже имеются действующие здания, выработки, оборудование; его деятельность характеризуется определенными фактическими технико-экономическими показателями. В районе предприятия имеются объекты социально-культурного, жилищно-бытового назначения, строительные организации, энергетическое, транспортное хозяйство, разветвленная инфраструктура.

В связи с этим при проектировании возникает ряд трудностей и дополнительных проблем. С целью экономии средств и повышения эффективности реконструкции необходим анализ современного состояния предприятия и решения на его основе вопросов о направлении реконструкции, сроках ее проведения, видах проводимых работ. Решаются вопросы, связанные со сносом или переустройством существующих объектов и строительством новых.

На первом этапе анализа необходимо определить современный технико-экономический уровень карьера. С этой целью его показатели (производительность труда, себестоимость, удельные капзатраты и т. п.) сравнивают с показателями передовых предприятий отрасли, работающих в аналогичных условиях, а также с возможными прогнозными показателями данного карьера, которые могут быть получены в случае его реконструкции. Если показатели действующего предприятия при отказе от реконструкции будут значительно хуже, чем на передовых предприятиях, необходимо проектирование реконструкции. Целью ее в этом случае является улучшение технико-экономических показателей карьера.

В ряде случаев реконструкция может быть вызвана факторами, не зависящими от технического уровня предприятия, например, при развитии оползней, увеличении потребности в добываемом сырье и т. п.

В этом случае целью реконструкции является обеспечение безопасного ведения работ или увеличение производственной мощности предприятия.

На втором этапе с учетом соответствующих причин и целей реконструкции определяют виды работ, проводимых при реконструкции. В ходе решения этого вопроса определяются направления реконструкции, а также степень обновления основных фондов предприятия. Масштабы реконструкции предприятия могут определяться по величине коэффициента обновления ос-

новных фондов $k_{обн}$, который представляет собой отношение вновь вводимых в действие основных фондов к их общей стоимости после реконструкции. В зависимости от величины коэффициента обновления основных фондов реконструкцию условно можно подразделять на частичную ($k_{обн}=0{,}5$), среднюю ($k_{обн}=0{,}51\div0{,}8$), коренную ($k_{обн}>0{,}8$). При приближении величины коэффициента обновления основных фондов к единице постепенно стирается грань между реконструкцией и новым строительством, поскольку реконструкция по своему характеру приближается к новому строительству. Однако на реконструируемом предприятии должно использоваться не менее 25% имеющихся к началу реконструкции основных производственных фондов.

В ходе решения вопроса о степени обновления основных фондов необходимо учитывать то обстоятельство, что, с одной стороны, внедрение новых машин и технологии ведет к улучшению технико-экономических показателей предприятия, а с другой — в ряде случаев может привести к значительному удорожанию работ. При решении вопроса о замене устаревших горных машин на новые, например, необходимо учитывать степень их износа и амортизации. Поскольку поставки оборудования часто осуществляются не единовременно, различна степень его износа, а часть оборудования может быть недоамортизирована. К тому же новые горные машины иногда при незначительном приросте производительности труда имеют гораздо большую стоимость по сравнению с эксплуатируемыми на карьере, что приводит к снижению эффективности производства.

В ряде случаев реконструкция затруднена в связи с тем, что при составлении первоначального проекта разработки месторождения она не была предусмотрена заранее. Например, в ходе геологоразведочных работ на карьерах завода «Магнезит» было установлено, что старые корпуса завода стоят на запасах богатейшего участка Карагайского карьера. Для удовлетворения растущей потребности в магнезите проектом реконструкции было принято решение о сносе старого завода для расширения контуров Карагайского карьера и строительстве завода на новом безрудном участке. При принятии решения о сносе, необходимом для расширения контуров, необходимо сравнивать стоимость сносимых объектов с условной стоимостью готовой продукции, которую предприятие будет недопроизводить вследствие затягивания сроков сноса.

Аналогичным образом путем оценки экономической эффективности возможных решений, связанных с реконструкцией, определяются основные виды работ, которые целесообразно выполнить при реконструкции.

12.3. ПОРЯДОК ПРОЕКТИРОВАНИЯ РЕКОНСТРУКЦИИ

Как правило, в ходе проектирования реконструкции сравниваются несколько альтернативных вариантов ее осуществления.

В проекте реконструкции карьера должен быть решен вопрос об очередности работ с указанием объектов, оставляемых на период строительно-монтажных работ, определено первоочередное производство работ по перемещению действующих сетей и коммуникаций, установлен состав работ подготовительного периода с тем, чтобы период основных работ, связанный с частичной остановкой некоторых цехов и подразделений предприятия, был бы наименьшим.

Определяются типы и число машин, работающих на карьере и подлежащих списанию, а также здания и сооружения, подлежащие сносу в ходе реконструкции. В связи с этим рассчитывается потребность в приобретении дополнительного оборудования и строительстве новых цехов, вместо снесенных. Определяются объемы работ по проходке траншей и разносу бортов карьера, а также затраты, связанные с этим, для разных вариантов осуществления работ.

Альтернативные варианты реконструкции сравниваются между собой с целью выбора варианта, обеспечивающего наибольшую эффективность разработки. Ниже приведены примеры выбора оптимального варианта реконструкции карьера.

ПРИМЕР 1. *Реконструкция Главного карьера Качканарского ГОКа.*

Главный карьер к началу проектирования реконструкции имел глубину 170 м, а запасы руды в его контурах составляли на 1.01.83 324,8 млн т.

Причиной реконструкции являлось то, что при дальнейшем понижении горных работ в границах существующего карьера рудный фронт резко сокращался и должно было произойти снижение производственной мощности карьера.

Целью реконструкции являлось поддержание производственной мощности карьера и продление его срока службы. В качестве основного направления работ по реконструкции было принято расширение контуров карьера. При этом осуществлялась частичная замена основного горнотранспортного оборудования, снос и строительство новых зданий и сооружений, сетей и коммуникаций, разнос бортов карьера. Это основные виды работ, проводимые при реконструкции Главного карьера.

Уралгипрорудой были рассмотрены четыре варианта реконструкции (табл. 12.2) (рис. 12.1):

1. Значительное увеличение площади карьера за счет включения в разработку примыкающих к нему залежей при глубине карьера 230 м.
2. Увеличение проектной глубины карьера до 320 м.
3. Увеличение глубины карьера до 420 м.
4. Увеличение глубины карьера до 520 м.

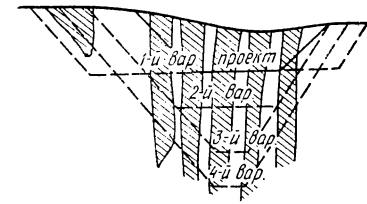
В результате сравнения приведенных вариантов наиболее эффективным признан 3-й вариант, обеспечивающий поддержание мощности на прежнем уровне при меньших затратах. При его реализации, как видно из табл. 12.2, меньше объем работ по сносу уже действующих сооружений и коммуникаций (станции «Верхняя» и «Карьерная»), а также меньше потребность в дополнительном оборудовании.

Таблица 12.2

Параметры и показатели вариантов реконструкции главного карьера Качканарского ГОКа

Параметры и показатели	Действующий проект	Вариант			
		1	2	3	4
Длина карьера, м	1700	2500	2150	2150	2650
Ширина карьера, м	1040	1900	1350	1100	1380
Глубина карьера, м	230	230	320	420	520
Производительность:					
по руде, млн т	16	16	16	16	16
по вскрыше, млн м³	2,1	11,4	6,2	5,4	8,3
Срок существования карьера, лет	24	80	50—60	70—80	120
В том числе со стабильной добычей, лет	16	50	50	60	80
Количество дополнительного оборудования, шт., и затраты на его приобретение, тыс. руб.:					
СБШ-320	—	6 шт. 1610	3 шт. 804	2 шт. 536	4 шт. 1075
ЭКГ-12,5	—	6 шт. 4340	3 шт. 2175	2 шт. 1450	4 шт. 2900
EL-20	—	18 шт. 10 260	20 шт. 11 400	20 шт. 11 400	26 шт. 14 820
ВС-140	—	132 шт. 4620	151 шт. 5285	151 шт. 5285	197 шт. 6895
БелАЗ-549	—	44 шт. 8800	14 шт. 2800	14 шт. 2800	33 шт. 6600
ЭКГ-8И (на отвал)	—	11 шт. 3883	5 шт. 2118	5 шт. 1765	8 шт. 2824
Затраты на строительство внутрикарьерных железнодорожных путей:					
протяженность, км	—	5	11	17	17
затраты, тыс. руб.	—	304	669	1034	1034
Перенос станции «Карьерная», тыс. руб.	—		—	—	3432
Перенос станции «Верхняя», тыс. руб.	—	1001	—	—	1144
Строительство автодороги:					
протяженность, км	—	10	5	5	10
затраты, тыс. руб.	—	1830	915	915	1830
Горно-капитальные работы, необходимые для восполнения мощности:					
объем работ, млн м³	—	14,4	7,5	7,5	8,7
затраты, млн. руб.	—	23,9	12,5	12,5	14,4

Рис. 12.1. Варианты реконструкции Главного карьера Качканарского ГОКа



ПРИМЕР 2. Реконструкция Сарбайского карьера.

Сарбайский карьер к началу проектирования реконструкции имел глубину 230 м. Причиной реконструкции явилось снижение пропускной способности существующей схемы вскрытия в связи с ее усложнением по мере углубки карьера. Одновременно произошло ухудшение технико-экономических показателей работы карьера.

Целью реконструкции являлось поддержание его мощности и улучшение технико-экономических показателей.

Основное направление реконструкции — изменение схемы вскрытия. Гипрорудой рассмотрены три основные варианта реконструкции схемы вскрытия:

1. Вскрытие с максимальным использованием действующей транспортной схемы и технологии горных работ (железнодорожный транспорт на верхних

Таблица 12.3

Показатели вариантов реконструкции Сарбайского карьера

Показатели	I вариант		II вариант		III вариант	
	I период	II период	I период	II период	I период	II период
Годовая производственная мощность карьера, млн т:						
по руде	12	20	12	20	12	17
по горной массе	26	58	26	60	26	56
Объем перевозок ж.-д. транспортом непосредственно из забоя	—	—	11	34	—	—
Парк основного горнотранспортного оборудования, шт.:						
ЭКГ-8И	24	20	24	18	26	23
ЭКГ-12,5	3	6	3	6	—	—
ПЭ-2М	14	28	18	40	13	28
БелАЗ-549	36	106	18	36	51	103
Списочная численность работающих чел.	729	1477	677	1305	879	1649
Дополнительные капвложения на отработку глубоких горизонтов, млн руб.	46,3	63,2	40	70,7	63,5	106,5
Эксплуатационные расходы на 1 т, руб.:						
руды	1,47	2,09	1,41	1,83	1,94	2,78
горной массы	0,68	0,72	0,65	0,61	0,9	0,84
Приведенные затраты на 1 т, руб.:						
руды	2,19	2,75	2,07	2,55	2,81	3,84
горной массы	1,01	0,95	0,96	0,85	1,3	1,17

горизонтах и автомобильный ниже отметки —80 м с перегрузкой горной массы в железнодорожный транспорт).

2. Вскрытие с частичным расположением внутрикарьерных железнодорожных путей в подземных горных выработках — штольнях, с применением комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в карьере и перегрузкой горной массы на внутрикарьерных экскаваторных складах.

3. Вскрытие с использованием подземных выработок с ленточными конвейерами, к которым горная масса подается автотранспортом. На поверхности горная масса перегружается в железнодорожные составы.

Как видно из табл. 12.3, несмотря на большие капитальные затраты, связанные с проходкой наклонных штолен в карьере, наиболее эффективен вариант II. Этот вариант был реализован при реконструкции Сарбайского карьера.

Таким образом, порядок проектирования реконструкции следующий:

1. Анализируются причины, вызвавшие необходимость реконструкции карьера.

2. Определяются цели реконструкции.

3. Определяются направления реконструкции, обеспечивающие достижение поставленных целей.

4. Разрабатывается проект, определяющий порядок и последовательность проведения работ при реконструкции.

5. Выполняется экономическая оценка эффективности предложенного варианта реконструкции.

12.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ И ОСОБЕННОСТЕЙ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАСШИРЕНИИ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

В случае прироста запасов при доразведке эксплуатируемого месторождения или снижения кондиций на добываемое сырье возникают задачи, связанные с определением оптимальных значений проектной глубины карьера и его контуров по поверхности. В связи с тем, что карьер находится в эксплуатации, возникает ряд специфических особенностей. Эффективный вариант перспективных контуров карьера должен обеспечивать наибольшую величину приведенной прибыли, полученной с учетом добычи дополнительного количества полезного ископаемого открытым способом.

При сравнении вариантов разработки дополнительных запасов необходимо учитывать увеличение затрат на разработку, связанное с необходимостью расширения контуров карьера, находящихся часто в погашенном положении. Расширение контуров карьера сопровождается, как правило, вводом нового горнотранспортного оборудования, изменением схемы вскрытия, реконструкцией поверхностного комплекса и транспортных коммуникаций. Для их осуществления требуются значительные затраты, влияющие на эффективность горных работ при расши-

рении контуров карьера, параметры зоны расширения борта карьера.

Так, если величина прироста запасов в результате реконструкции будет незначительной, разнос бортов и расширение контуров карьера могут привести к снижению общей эффективности разработки месторождения. Затраты на реконструкцию в этом случае превышают доход от добычи и реализации дополнительных объемов полезного ископаемого.

В связи с этим первым этапом проектирования реконструкции контуров карьера является определение эффективного варианта их расширения, параметров зоны расширения бортов, обеспечивающих наибольшую эффективность разработки месторождения. Часто к моменту перехода к работе в новых проектных контурах борта карьера или отдельные их участки достигли уже конечного положения и находятся в погашенном состоянии. Проведение реконструкции в этом случае значительно затрудняется тем, что на нерабочих бортах остаются лишь узкие площадки и транспортные бермы. Чтобы обеспечить нормальные условия работы карьера в новых контурах, необходимо расширение существующих или создание новых рабочих площадок. Однако при расширении узких площадок до необходимых для эксплуатации размеров осложняются условия работы горнотранспортного оборудования, увеличивается трудоемкость горных работ, возрастают эксплуатационные расходы.

В значительной степени снизить затраты на реконструкцию карьера в этом случае позволяет выбор рациональной схемы возобновления горных работ на погашенном борту. В том случае, когда расширение рабочих площадок производится на отдельном участке карьера и не влияет на развитие горных работ в карьере, целесообразно последовательное создание рабочих площадок сверху вниз, начиная с самого верхнего уступа (рис. 12.2). Такое развитие горных работ требует большой длительности периода реконструкции, но обеспечивает наименьшее увеличение затрат на разработку и сравнительно просто осуществляется.

Если борт карьера, который подлежит расширению, находится в общей рабочей зоне, горные работы на верхних горизонтах сдерживают добычные работы на нижележащих горизонтах. В этом случае для ускорения расширения реконструируемого участка карьера и сокращения периода реконструкции возможно одновременное взрывание совмещенных уступов (рис. 12.3). В этом случае борт карьера быстро перемещается в новое положение (из положения AB в положение $A'B'$).

Обеспечить большую эффективность работ при реконструкции позволяет разделение карьера по высоте на рабочие зоны, состоящие из нескольких уступов (рис. 12.4). При высоте такой зоны, равной 60 м, она разделяется на два 30-метровых уступа,

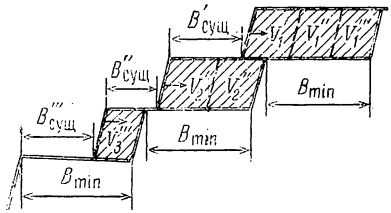


Рис. 12.2. Схема последовательного развития горных работ при расширении рабочих площадок

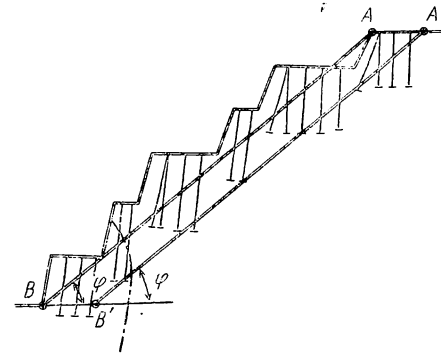


Рис. 12.3. Схема расширения рабочих площадок с применением взрывания совмещенных уступов

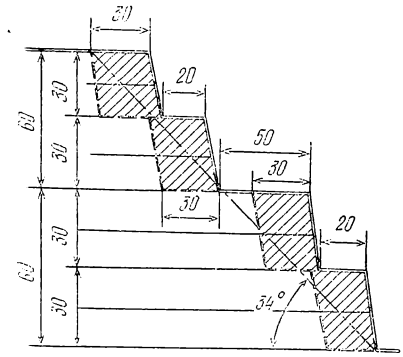


Рис. 12.4. Схема формирования рабочего борта при разделении карьера на зоны

между которыми оставляется 20-метровая предохранительная площадка, являющаяся также транспортной бермой.

Между 60-метровыми зонами оставляют рабочую площадку шириной 50 м. Этот способ позволяет увеличить угол наклона рабочего борта, что значительно сокращает период реконструкции.

При последовательном расширении рабочих площадок на горизонтах карьера (см. рис. 12.2), вначале удаляется вскрыша на первом горизонте объемом V_1', затем объем V_1'' на первом и V_2'' на втором горизонте, а затем объемы V_1''', V_2''', V_3''' на первом, втором и третьем горизонтах и т. д.

Длительность периода разноса карьера (мес) определяется из выражения

$$t_р = t_1 + t_2 + \ldots + t_к, \qquad (12.1)$$

где t_1, t_2, ..., t_k — продолжительность расширения 1-го, 2-го, ..., k-го горизонта, мес.

Длительность периода реконструкции зависит от схемы отработки расширяемого уступа. В том случае, если применяется схема с предварительным проведением транспортной полосы после массового взрыва, то период реконструкции карьера (мес), имеющего k сокращенных рабочих площадок, определяется по формуле

$$t_{\text{р}} = \frac{V'_1}{Q_{\text{мес}}}\left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'_{\text{ср}}\right) + \frac{V''_2}{Q_{\text{мес}}}\left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta''_{\text{ср}}\right) + \\ + \frac{V'''_3}{Q_{\text{мес}}}\left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'''_{\text{ср}}\right) + \ldots + \frac{V_{\text{к}}}{Q_{\text{мес}}}\left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta_{\text{ср}_{\text{к}}}\right), \qquad (12.2)$$

где V_1', V_2', $V_3'''\ldots V_k$ — объемы вскрыши, отрабатываемые на первом, втором, третьем и последующих горизонтах, м^3; $Q_{\text{мес}}$ — месячная производительность экскаватора, м^3; $n_{\text{э}}$ — число экскаваторов; $\eta_{\text{ср}}$ — усредненный коэффициент переэкскавации на соответствующем горизонте.

В частном случае при $B'_{\text{сущ}} = B'''_{\text{сущ}} = \ldots = B_{\text{сущ}\,k} = B_{\text{сущ}}$

$$V'_1 = V''_2 = \ldots = V_{\text{к}} = V_1 \quad \text{и} \quad \eta'_{\text{ср}} = \eta''_{\text{ср}} = \eta_{\text{ср. к}} = \eta_{\text{ср}}$$

$$t_{\text{рек}} = \frac{kV_1}{Q_{\text{мес}}}\left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta_{\text{ср}}\right). \qquad (12.3)$$

Если применяется схема расширения рабочих площадок с отработкой первой экскаваторной заходки тупиковым забоем, длительность периода реконструкции карьера с бортом, состоящим из k уступов, находится по формуле

$$t_{\text{р}} = \frac{1}{n_{\text{э}} Q_{\text{мес}}}\left(\frac{V'_1}{G'_{\text{уср}}} + \frac{V''_2}{C''_{\text{уср}}} + \ldots + \frac{V_{\text{к}}}{C_{\text{уср}k}}\right).$$

В частном случае при $B'_{\text{сущ}} = B''_{\text{сущ}} = \ldots = B_{\text{сущ}\,k} = B_{\text{сущ}}$, $V_1' = V_2'' = \ldots = V_k' = V_1$ и $C'_{\text{уср}} = C''_{\text{уср}} = \ldots = C_{\text{уср}\,k} = C_{\text{уср}}$ формула имеет вид

$$t_{\text{р}} = \frac{kV_1}{n_{\text{э}} C_{\text{уср}} Q_{\text{мес}}}. \qquad (12.4)$$

Из приведенных зависимостей видно, что продолжительность работ по расширению борта зависит от размеров рабочих площадок перед расширением $B_{\text{сущ}}$, а также числа и производительности экскаваторов, занятых на этих работах.

В Институте горного дела Минмета РСФСР разработаны технологические схемы расконсервации и разноса бортов карьера бестранспортным способом с применением драглайнов. Они предусматривают установку драглайна на кровле разрабатываемого уступа с выемкой горной массы на горизонт стояния.

Рациональное число горизонтов, отрабатываемых по бестранспортной схеме, равно двум. Максимально возможная вы-

сота уступа при этом определяется техническими параметрами драглайна (максимальной глубиной черпания) и равна для драглайна ЭШ-10/70 35 м. Скорость понижения горных работ на ВНБ при его расконсервации с применением драглайнов составляет 20—30 м/год при значительном подвигании фронта работ (до 120—150 м/год).

12.5. АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Проектирование железнодорожных отвалов предусматривает решение трех основных задач:

1. Выбор типа и модели отвальной машины (механическая лопата, драглайн).
2. Обоснование параметров отвала (высоты $H_я$ и числа ярусов, площади основания S_0 и контуров ярусов).
3. Обоснование динамики отвала (календарного плана отвальных работ).

Все три задачи тесно взаимосвязаны. Невозможно произвести оптимальный выбор отвальной машины вне связи с решением вопроса о параметрах отвала, а принять параметры отвала, не учитывая возможные ограничения на динамику отвала. В первом случае ошибочный выбор приводит к низкой эффективности использования отвального оборудования, увеличению объема путевых работ либо производству работ в условиях повышенной опасности.

Во втором случае, когда решение о параметрах отвала не увязано с динамикой отвала, возможны такие, например, негативные явления, как неритмичный прием отвалом поступающих пород из-за недостаточной протяженности фронта работ, особенно в период наращивания объемов вскрыши, высокие темпы изъятия земель в условиях дефицита площадей под отвалы, решение о выделении которых принимают местные органы власти в некоторых случаях ежегодно.

Раздельное решение этих трех задач в конечном счете сказывается на экономических показателях отвалообразования, стабильности работы карьера.

Число возможных вариантов отвальной машины, параметров отвала, вариантов развития отвала в различных комбинациях измеряется тысячами. Достаточно точное совместное решение задач в приемлемые сроки возможно только в автоматизированном режиме методом поэтапной оценки и отбора технологически возможных вариантов.

Проектирование отвала ведется в режиме непрерывного диалога с ЭВМ в три этапа. По окончании расчетов каждого эта-

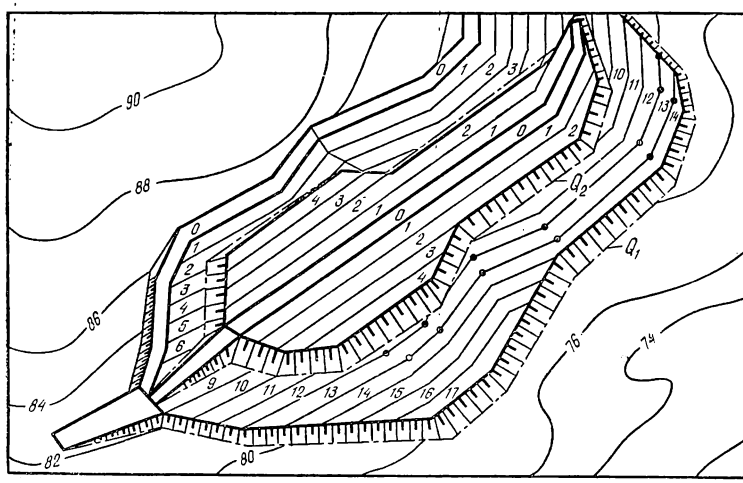


Рис. 12.5. Блочная модель отвала

па возможна оперативная корректировка исходной информации предыдущих этапов и повторение расчетов.

На I этапе производится построение модели и расчет общих геометрических характеристик отвала. При этом отвал как объект проектирования представляется в виде совокупности блоков (рис. 12.5). Контуры ярусов — замкнутые ломаные линии, а элементарные блоки — отвальные заходки, боковые границы которых также ломаные линии $L_б$. Число ярусов k, как правило, 2—5, число блоков на ярусе 100—300. Число точек, оконтуривающих ярус 20—50. Число точек, описывающих боковые границы блока 10—40. Общее число точек в модели отвала, как правило 5—10 тыс.

Исходными данными для построения модели отвала являются:

координаты x, y, z характерных точек рельефа местности;

координаты x, y, z характерных точек, описывающих предельные контуры ярусов Q_k $(k=1, 2, \ldots k)$.

координаты x, y, z характерных точек осей пионерных насыпей ярусов P_k $(k=1, 2, \ldots, k)$;

высотные отметки ярусов $H_я$;

координаты отвальной станции;

ширина отвальной заходки A;

коэффициент остаточного разрыхления пород $k_о$;

угол откоса яруса $\alpha_о$.

В процессе выполнения I этапа расчетов каждый ярус разбивается на элементарные блоки (заходки), боковые границы которых отстраиваются автоматически, и в соответствии с про-

граммой рассчитываются вместимость ярусов, вместимость и площадь основания отвала, площадь горизонтальной поверхности последнего яруса и площадки между ярусами, площадь поверхности откосов. Результаты расчетов выводятся на экран дисплея и печать. Если вместимость отвала недостаточна для приема всего объема вскрышных пород, или площадь основания отвала превышает выделенную для размещения пород, пользователь программы на экране дисплея указывает, какие введенные данные требуют корректировки, затем изменяет координаты точек контуров ярусов либо высотные отметки и повторяет расчеты до тех пор, пока не получит необходимую емкость и площадь основания отвала.

На II этапе производится отбор технологически возможных вариантов динамики отвала (календарных планов). Для этого используются результаты I этапа расчетов, а также с экрана дисплея вводится календарный график $V(t)$ поступления вскрыши, задается вариант времени ввода ярусов в действие, вместимость железнодорожного состава Q. На данном этапе принимается решение об отвальной машине и вводятся связанные с ней характеристики: техническая производительность P и коэффициент использования $k_и$ оборудования.

После ввода исходных данных рассчитывается ежегодная приемная способность отвального фронта, производится распределение объемов складирования по ярусам, устанавливаются потребность в оборудовании, длина фронта и удаленность его от пионерной насыпи, определяются темпы изъятия земель, объемы путевых работ, расстояние транспортирования. Данные выдаются на печать в форме табл. 12.4, 12.5.

Таблица 12.4

Характеристика динамики развития ярусов отвала

Год	Ярус	Длина фронта, м	Приемная способность фронта отвала, тыс. м³	Число отвальных машин	Объем складирования, тыс. м³	Удаленность от пионерной насыпи, м	Протяженность путей, км	Объем пересыпки путей, км	Объем строительства путей, км	Расстояние транспортирования, км
1-й	1-й	1372	3142	0,62	1000	38	1,41	2,9	1,41	2,8
2-й	1-й	1290	3384	0,62	1056	102	1,39	4,07	0,06	2,83
2-й	2-й	1753	1425	0,31	444	1	1,75	0	1,75	2,55
3-й	1-й	1139	3367	1	1757	219	2,04	6,76	0,65	2,85
3-й	2-й	1752	2417	0,52	743	25	1,75	1,8	0,02	2,57
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
20-й	4-й	898	2355	0,68	1000	400	1,3	1,48	0,03	1,53

Примечание. Протяженность и объем строительства путей приводятся без учета расстояния от отвальной станции до яруса.

Таблица 12.5

Общая характеристика динамики отвала

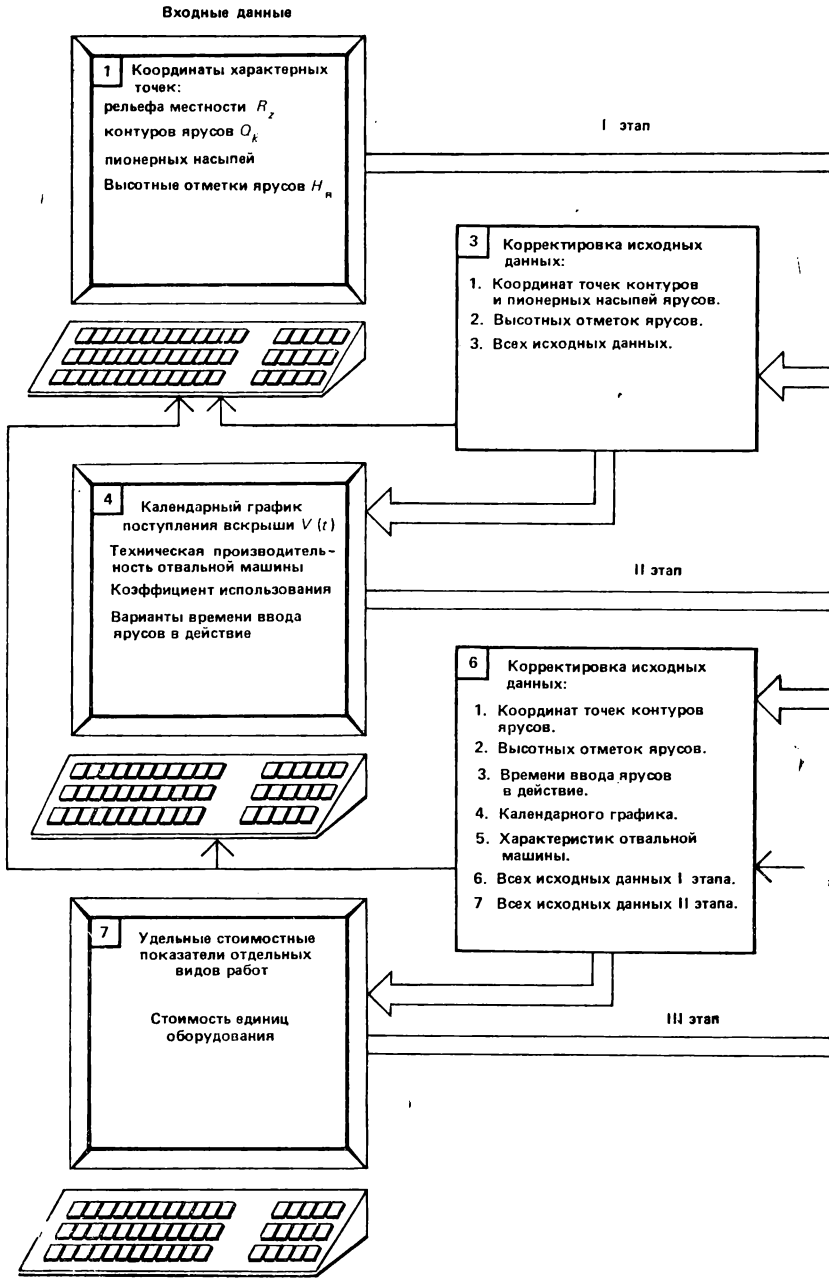
Год	Объем складирования, тыс. м³	Приемная способность фронта отвала, тыс. м³	Списочное число отвальных машин	Темпы изъятия земель, га/год	Нарастающая сумма изъятия земель, га	Протяженность путей, км	Объем строительства путей, км	Объем перекладки путей, км	Расстояние транспортирования, км
1-й	1000	3142	1	12,1	12,1	3,97	4	2,9	2,8
2-й	1500	4809	2	8,69	20,7	6,6	2,73	4,07	2,75
3-й	2500	5784	2	14,2	34,9	7,25	0,67	8,56	2,77
. . .	...	...	...	...	...	...	...	...	...
20-й	1000	2355	1	0	56,6	7,91	0,03	1,48	1,53

Примечание. Протяженность и объем строительства путей приведены с учетом расстояния от отвальной станции до яруса.

Приемная способность отвального фронта на каждом ярусе рассчитывается с учетом длины и высоты яруса, расстояния транспортирования от отвальной станции, производительности выбранной отвальной машины, вместимости железнодорожного состава и приямка.

Ежегодное распределение объемов складирования по ярусам производится пропорционально приемной способности фронта. Вместе с тем для наилучшего использования оборудования в первоначальное распределение автоматически вносятся определенные изменения, обеспечивающие повышенную загрузку отвальных машин и сокращение их числа. Помимо режима автоматического распределения объемов, предусмотрена возможность дополнительных корректировок по желанию пользователя программы. Число отвальных машин на ярусах рассчитывается с учетом времени объема составов. Ежегодное положение фронта работ (удаленность от пионерной насыпи) определяется высотой яруса и объемом складирования пород. Объем путевых работ зависит на каждом ярусе от протяженности фронта, удаленности отвальных машин от пионерной насыпи, числа отвальной машин и отсыпаемых заходок. Темпы изъятия земель определяются временем ввода ярусов в действие и объемом вскрыши, складируемой ежегодно в первом ярусе.

В случае, когда приемная способность фронта в определенном году не обеспечивает распределение всего поступающего в этот год объема вскрыши или ширина площадки на каком-либо ярусе меньше минимально допустимой, на экран дисплея выводится соответствующее сообщение и предлагается изменить время ввода ярусов, принять другую отвальную машину, изменить параметры отвала и т. д. Приняв решение об изменении того или иного исходного данного, пользователь произво-


Входные данные
1 Координаты характерных точек:
рельефа местности R_i
контуров ярусов O_k
пионерных насыпей
Высотные отметки ярусов $H_я$
I этап
3 Корректировка исходных данных:
1. Координат точек контуров и пионерных насыпей ярусов.
2. Высотных отметок ярусов.
3. Всех исходных данных.
4 Календарный график поступления вскрыши $V(t)$
Техническая производительность отвальной машины
Коэффициент использования
Варианты времени ввода ярусов в действие
II этап
6 Корректировка исходных данных:
1. Координат точек контуров ярусов.
2. Высотных отметок ярусов.
3. Времени ввода ярусов в действие.
4. Календарного графика.
5. Характеристик отвальной машины.
6. Всех исходных данных I этапа.
7 Всех исходных данных II этапа.
7 Удельные стоимостные показатели отдельных видов работ
Стоимость единиц оборудования
III этап

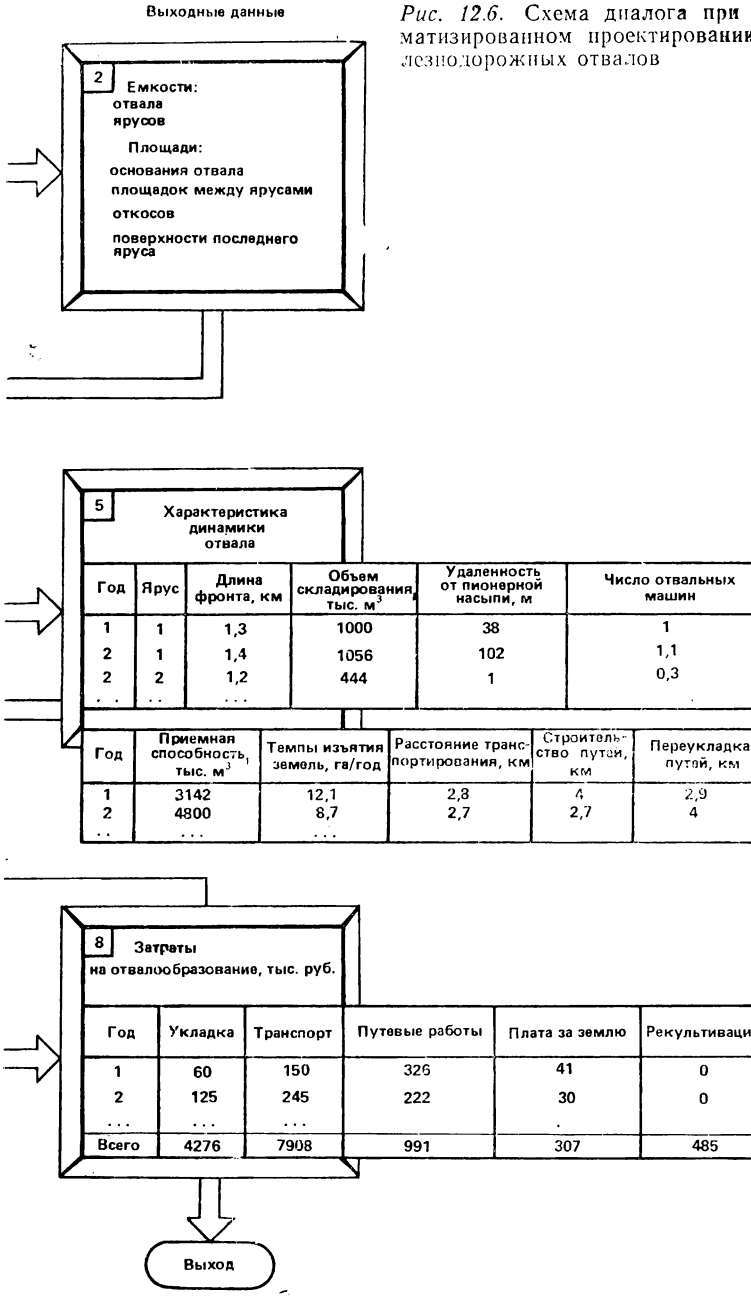


Рис. 12.6. Схема диалога при автоматизированном проектировании железнодорожных отвалов

дит соответствующую корректировку и повторяет расчеты, начиная с I или II этапа (в зависимости от корректируемого входного параметра).

Вариант формирования отвала, обеспечивающий выполнение всех ограничений, оценивается по величине затрат, связанных с отвалообразованием. Это III этап расчетов. Исходной информацией в этом случае служат удельные стоимостные показатели выполнения отдельных видов работ, стоимость единиц оборудования, а также выходные данные предыдущих этапов. Ввод последних осуществляется без вмешательства пользователя программы. Полученные в результате расчетов данные о затратах в каждом году и за весь период эксплуатации отвала в прямом исчислении (табл. 12.6) и приведенные по фактору времени выводятся в табличной форме на экран дисплея и печатающее устройство.

В результате анализа полученных стоимостных показателей пользователь программы принимает решение о целесообразности изменения динамики отвала (составления другого календарного плана), изменения параметров отвала, замены отвального оборудования. Следуя предложенному программой и выведенному на экран дисплея одному из возможных вариантов корректур, проектировщик вносит соответствующие изменения в исходные данные I или II этапа, и ЭВМ повторяет расчеты.

Таким образом, в диалоге дается комплексная оценка эффективности использования той или иной отвальной машины, вариантов параметров и динамики отвала с учетом основных технологических ограничений и взаимосвязанного влияния на экономические показатели отвалообразования.

Основные исходные данные, результаты расчетов каждого этапа, связь этапов и условия повторения расчетов представлены в виде схемы на рис. 12.6.

Как правило, в процессе проектирования отвала через все три этапа расчетов проходят 3—4 варианта контуров ярусов, 4—6 вариантов высоты и количества ярусов, 2—4 варианта модели отвальной машины, 8—15 вариантов времени ввода ярусов в действие. Общее число вариантов формирования отвала, подлежащих полному расчету, от 20 до 100. Приблизительно такое же число вариантов отбраковывается на I и II этапе, не достигая III этапа расчетов.

Еще большее число вариантов отбрасывается после выявления тенденций изменения результирующих показателей расчетов с изменением оптимизируемых параметров и динамики отвала.

Продолжительность предварительной подготовки исходных данных, включая нанесение на план местности в районе предполагаемого складирования пород предельных контуров ярусов Q_k съем координат характерных точек контуров и рельефа

местности составляет 5—10 ч. Продолжительность непосредственного общения со средствами вычислительной техники в процессе проектирования одного отвала 3—6 ч, анализ полученных результатов до 8 ч. Общая продолжительность проектирования отвала 2—3 чел-дня.

ПРИМЕР *использования программных средств при проектировании отвала Бикальского рудоуправления.*

В соответствии с проектом отвал должен быть размещен на северо-западном склоне горы Шуйда в четыре яруса: первый ярус высотой до 20 м, второй и третий — по 35 м, четвертый — 20 м. Максимальные размеры отвала в плане — 1700×950 м, отвальная машина — экскаватор ЭКГ-4,6Б, отвальная станция расположена на уровне третьего яруса, складируемые породы — скальные, период эксплуатации отвала составляет 20 лет.

Первая задача состояла в том, чтобы оценить эффективность отвалообразования экскаватором ЭКГ-4,6Б при принятых в проекте параметрах отвала.

Для этого в соответствии с требованиями программ были подготовлены исходные данные для всех трех этапов расчетов. Для первого этапа расчетов (построение модели отвала) сняты с плана местности координаты характерных точек рельефа местности, координаты характерных точек проектных контуров и пионерных насыпей ярусов, проектные высотные отметки ярусов. Для второго этапа расчетов взят календарный график поступления вскрыши на отвал в течение 20 лет, подготовлены исходные данные, характеризующие работу экскаватора ЭКГ-4,6Б в скальных породах: техническая производительность 360 м³/ч, коэффициент использования 0,72. Намечено шесть вариантов времени ввода ярусов в действие. Для третьего этапа расчета подготовлены удельные стоимостные показатели: себестоимость транспортирования 2,5 коп/(т·км), стоимость строительства путей 114 тыс. руб/км, стоимость переукладки путей 4,2 тыс. руб/км, стоимость экскаватора ЭКГ-4,6Б 142 тыс. руб и др.

После ввода в ЭВМ исходных данных I этапа рассчитанная вместимость отвала составила 65 млн м³, что на 1 млн м³ больше ожидаемого объема складирования. На II этапе расчетов машиной было составлено шесть вариантов календарных планов, различающихся временем ввода ярусов в действие, каждый из которых был оценен в процессе III этапа расчетов, причем был произведен полный расчет затрат на отвалообразование с учетом использования экскаватора ЭКГ-4,6Б и проектных параметров отвала.

Наилучшие экономические показатели отвалообразования достигаются при формировании отвала с вводом второго и последующих ярусов на четвертом, седьмом и десятом годах работы. При этом за период эксплуатации отвала объем строительства путей составит 13,5 км, объем переукладки — 112,7 км, среднее расстояние транспортирования от отвальной станции — 2,32 км, общая сумма затрат, связанных с отвалообразованием, в прямом исчислении — 14,9 млн руб., себестоимость отвалообразования — 0,257 руб/м³.

После экономической оценки календарных планов в исходные данные II этапа расчетов, соответствующие отвальной машине, были внесены изменения. Вместо экскаватора ЭКГ-4,6Б принят ЭКГ-8И и введены соответствующие ему исходные данные: техническая производительность 480 м³/ч, коэффициент использования 0,7. Для него было составлено также шесть вариантов календарных планов, различающихся временем ввода ярусов в действие. Фрагменты одного из них представлены в табл. 12.4, 12.5. Затем в исходные данные III этапа были внесены изменения, введена стоимость экскаватора ЭКГ-8И 334 тыс. руб., и все варианты формирования отвала оценены по величине затрат, связанных с отвалообразованием. Форма выдачи результатов расчета прямых затрат по одному из вариантов представлена в табл. 12.6.

Однако, как показали расчеты для лучшего из вариантов, несмотря на то,

Таблица 12.6

Прямые затраты на отвалообразование, тыс. руб

Год	На укладку пород	На транспорт	На путевые работы			Компенсация за изъятие земель	На подготовку основания	На рекультивацию	Итого
			переукладку	строительство	текущее содержание				
1-й	16	150	8	326	20	41	16	0	637
2-й	125	245	11	222	33	30	11	0	677
3-й	180	414	24	53	36	51	19	0	777
. . .	...	...	...	...	...	...	...	...	...
20-й	76	200	4	3	40	7	0	282	612
Всего	4276	7908	311	991	619	307	76	485	14 972

что использование ЭКГ-8И позволит сократить объем строительства путей на 1,3 км, а объем переукладки путей на 27 км, затраты, связанные с отвалообразованием, возрастут до 15,6 млн руб. из-за резкого увеличения капитальных вложений на приобретение оборудования. Удельный вес затрат на укладку пород в общей сумме затрат возрастет с 28 до 33%. Тем самым подтверждена целесообразность использования на укладке пород экскаватора ЭКГ-4,6Б.

Вторая задача заключалась в том, чтобы оценить эффективность отвальных работ при принятых параметрах отвала. Для этого было намечено несколько вариантов контуров и высотных отметок ярусов. В частности, для варианта, который в последующих расчетах оказался оптимальным, новые контуры предполагали увеличение длины ярусов на 50—100 м и уменьшение ширины на 100 м. Число ярусов сокращено до трех при их высоте 30—35 м. Отвальная станция смещена на 400 м в южном направлении. Далее исходные данные были введены в машину, выполнен I этап расчетов. На II этапе введены характеристики экскаватора ЭКГ-4,6Б, программно составлен ряд календарных планов, которые были оценены по величине затрат на III этапе расчетов.

Данный вариант параметров отвала и установленный календарный план отвальных работ обеспечивают по сравнению с проектными сокращение объема строительства путей за период эксплуатации на 2,3 км, объема переукладки на 4 км, среднего расстояния транспортирования на 0,51 км. Общая сумма затрат, связанных с отвалообразованием, составит 13,3 млн руб., что на 10,7% меньше, чем по проектному варианту.

Контрольные вопросы

1. Дайте краткую характеристику основных причин и направлений реконструкции карьеров.
2. Какие виды работ и с какой целью выполняются при реконструкции карьеров?
3. В чем состоит анализ современного состояния карьера с целью выбора целесообразного варианта реконструкции карьера?
4. Нарисуйте графические схемы и дайте математическую

интерпретацию способов производства горных работ при разносе крутых бортов.

5. Нарисуйте схему блочной модели отвала с указанием всех параметров.

6. Нарисуйте схему диалога при автоматизированном проектировании отвала.

13. ПРОЕКТИРОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

13.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Основным методом взрывных работ при уступной отбойке в карьерах является метод скважинных зарядов.

Взрывные работы ведутся только по проектам в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкции по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах». Состав и содержание проекта взрывных работ определяются стадией проектирования строительства или реконструкции карьера.

Исходные данные для проектирования взрывных работ на стадии технорабочего проекта должны быть указаны в техническом задании генерального проектировщика.

Для проектирования необходимо иметь:

краткую характеристику района строительства карьера;

на основе детальной геологической разведки — геологическую и гидрогеологическую характеристику горных пород, их физико-механические свойства, характеристику пород по трещиноватости;

годовую производительность карьера по горной массе, полезному ископаемому и вскрыше, режим работы карьера;

погрузочно-транспортное оборудование, размеры экскаваторных блоков, их число для обеспечения производительности, среднюю высоту уступов по карьеру.

К заданию генерального проектировщика прилагаются:

ситуационный план местности в районе карьера в масштабе от 1 : 500 до 1 : 10 000 с нанесением, если они имеются, промышленно-гражданских сооружений, ЛЭП, газопроводов, водопроводов, линий связи в зоне проектируемого карьера шириной до 2 км;

продольный профиль по поверхности взрываемого массива с геологией в масштабе от 1 : 1000 до 1 : 50 000 с типовыми поперечными сечениями в масштабе от 1 : 50 до 1 : 200.

В технопроекте взрывных работ по укрупненным показателям должны быть решены следующие вопросы:

выбор типа ВВ;

определение расхода ВВ;

определение размеров опасных зон при производстве взрывных работ;

проектирование складов ВМ;

выбор схемы комплексной механизации взрывных работ;

расчет потребного количества оборудования при производстве взрывных работ: погрузочно-разгрузочного и транспортного оборудования, оборудования по подготовке ВВ, транспортно-зарядных и забоечных машин.

Типовой проект взрывных работ, проект массового взрыва, график производства взрывных работ и распорядок проведения массового взрыва составляются на последующих стадиях проектирования взрывных работ и утверждаются главным инженером карьера при хозяйственном способе производства работ главным инженером подрядной организации, — при подрядном способе ведения взрывных работ в соответствии с требованиями ЕПБ при взрывных работах.

13.2. ВЫБОР ТИПА ВВ

Современный ассортимент ВВ для скважинной отработки в карьерах представлен сыпучими гранулированными ВВ заводского изготовления и гранулированными (игданит), водонаполненными (акватолы, ифзаниты, карбатолы, акваналы) и эмульсионными (порэмит) ВВ, изготавливаемыми на горных предприятиях. Основные технические характеристики современных ВВ заводского изготовления и ВВ, изготавливаемых на местах потребления, приведены в табл. 13.1 и 13.2.

В табл. 13.1 и 13.2 приведен коэффициент взрывной эффективности ВВ по отношению к граммониту 79/21 (аммониту № 6 ЖВ), принятому за эталонное ВВ. Критерием взрывной эффективности ВВ принята удельная объемная энергия взрыва, которая характеризуется произведением значений идеальной работы взрыва на плотность ВВ при заряжании.

Критерий взрывной эффективности, свойства ВВ по технической характеристике дают только ориентировочную оценку при выборе типа ВВ.

Области применения различных ВВ для скважинной отбойки в карьерах (упрощенно) в зависимости от обводненности скважин и крепости пород, рекомендуемые Междуведомственным советом по взрывному делу, приведены в табл. 13.3.

Определение наиболее экономически эффективного ВВ для конкретных условий Междуведомственным советом по взрывному делу рекомендуется делать на основе сопоставления за-

Таблица 13.1

Характеристика ВВ заводского изготовления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва $A_и$, кДж/кг	Плотность ВВ, г/см³	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Стоимость, руб/т
Гранулит М	3163	0,78—0,82	0,86	80—110	2,5—3,6	140
Гранулит АС-4	3645	0,85—0,9	1,09	60—100	2,6—3,5	170
Гранулит АС-4В	3648	0,8—0,85	1,02	70—100	3—3,5	170
Гранулит АС-8В	3997	0,8—0,85	1,12	70—100	3—3,6	265
Граммонит 79/21	3561	0,8—0,85	1,0	40—60	3,2—4	183
Гранитол-1	3080	0,9—0,95	0,97	40—60	5—5,5*	265
Гранитол-7А	3722	0,9—0,95	1,17	40—50	5—5,5*	427
Алюмотол	4266	0,95	1,38	70—80 25—30*	5,5—6*	613
Гранутол	2975	0,9	0,91	60—80 10—15*	5,5—6,5*	368

Примечание. Характеристики, отмеченные звездочкой, относятся к ВВ в водонаполненном состоянии.

трат, необходимых для использования 1000 кДж идеальной работы для предпочтительных ВВ, по формуле

$$C_{\text{бвр}} = \frac{1000}{A_и}\left(C_{\text{ВВ}} + \frac{C_б}{\Delta\varphi} + C_э\right), \qquad (13.1)$$

где $A_и$ — идеальная работа ВВ, кДж/кг; $C_{\text{ВВ}}$ — стоимость 1 кг ВВ франко-рудник, руб.; $C_б$ — затраты на бурение 1 дм³ скважины, руб.; $C_з$ — затраты на заряжание 1 кг ВВ, руб.; Δ — плотность заряжания, кг/дм³; φ — коэффициент использования длины скважины, равный отношению длины заряда к глубине скважины.

Окончательную оценку эффективности того или иного ВВ можно дать только при проведении опытных взрывов в производственных условиях.

Тенденции развития промышленных ВВ, технологии взрывных работ, исключение перевозки ВВ заводского изготовления как опасных грузов, сокращение потребления дорогого дефицитного тротила, следовательно, и тротилсодержащих ВВ, переход предприятий на хозрасчет позволяют утверждать, что в ближайшей перспективе основными для карьеров будут простейшие ВВ, игданит для пород легковзрываемых и сухих скважин и эмульсионные ВВ, в том числе металлизированные, для пород любой обводненности.

Рекомендуемые Междуведомственным советом по взрывному делу ВВ (см. табл. 13.3) (акватолы, карбатолы, акваналы) имеют более высокую плотность, чем гранулированные ВВ, и позволяют сократить объем буровых работ. Однако они имеют

Таблица 13.2

Характеристика ВВ, изготавливаемых на местах потребления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность, ВВ, г/см³	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Стоимость ВВ, руб/т (условно)
Игданит	3164—3205	0,8—0,9	0,92	160—200	2,8—4,3	80
Акватолы:						170—240
ифзаниты:						
Т-20	2782	1,25—1,3	1,21	120—150	4—4,5	
Т-60	3182	1,4—1,45	1,54	100—120	5—5,5	
Т-80	3310	1,45—1,5	1,69	90—100	5,2—5,5	
ГЛТ-20	3100	1,45—1,5	1,58	80—100	4,9—5	
Карбатолы:						175—230
ГЛ-15Т	4440	1,4—1,6	1,52	120—150	4,5—4,8	
ГЛ-10В	2975	1,55—1,6	2,38	150—160	4,5—5	
Акваналы А-10						170—250
Ипконит А-10	3520—3790	1,4—1,45	1,84	225—230	3,8—4,6	
ГЛА-20	3373	1,5—1,58	1,78	80—100	4,8—5	
Эмульсионные (порэмит)	3000	1,2—1,3	1,32	100—120	3,5—4	125—150

Таблица 13.3

Рекомендуемая область применения ВВ при скважинной отбойке в карьерах

Обводненность скважин	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодъяконова	Рекомендуемые ВВ	
		Заводского изготовления	Изготавливаемые на прикарьерных пунктах и передвижных установках
Сухие скважины	До 12	Гранулиты: М, АС-4, АС-8 Граммонит 79/21 гранитол-1	Игданит
	>12	—	Акватолы (ифзаниты Т-20, Т-60, ГЛТ-20) Карбатолы 15Т, ГЛ-10В Акваналы А-10, ГЛТ-20
Обводненные скважины	До 12	Гранутол, гранитол-1	Акваторы (ифзаниты*, ГЛТ-20*)
	>12	Гранулотол Гранитол-7А Алюмотол	Карбатол ГЛ-15Т* Акваторы (ифзаниты*, ГЛТ-20*) Акваналы ГЛА-20*, А-10* Карбатол ГЛ-10В*

* ВВ рекомендуется применять при заряжании обводненных скважин на технологии «под столб воды».

существенные недостатки: сложный рецептурный состав, сложная технология изготовления, недостаточная физическая стабильность, проявляющаяся в расслоении состава и вымывания селитры до момента затвердевания в обводненных скважинах, высокая стоимость. Кроме указанного ВВ, за исключением акваналов, являются тротилосодержащими ВВ. Эти ВВ в отечественной практике не получат широкого применения и будут заменены более прогрессивными ВВ эмульсионного типа.

Положительный опыт применения порэмита на асбестовых карьерах подтверждает перспективность таких ВВ. Изготовление эмульсионных ВВ осуществляется на модульных установках с годовой производительностью 10 и 20 тыс. т. Эмульсионные ВВ, являясь простейшими, не содержащими тротила, не теряют детонационной способности при выдержке в воде до 20 сут. К настоящему времени разработаны составы порэмита с алюминиевой пудрой (порэмит 4А, порэмит 8А).

Таким образом, при проектировании карьеров следует ориентироваться на простейшие ВВ для сухих скважин — игдани-

ты с добавками ПАВ с изготовлением на комплексах ИСИ-20 и для скважин любой степени обводненности — эмульсионные ВВ с изготовлением на модульных установках. Применение простейших ВВ, изготовляемых на местах потребления, исключит перевозку ВВ заводского изготовления, повысит безопасность работ на всех стадиях, сократит затраты на строительство складов ВМ, удешевит стоимость буровзрывных работ.

Применение простейших ВВ заводского изготовления гранулитов М, АС-4В и АС-8В, экономически оправдано на данном этапе развития при проектировании карьеров, только с малым годовым потреблением ВВ до 500 т, при этом для обводненных скважин заряжание следует проектировать в полиэтиленовые рукава.

13.3. РАСЧЕТ РАСХОДА ВВ

Расчет расхода ВВ на стадии технопроекта выполняется для усредненных условий проектируемого карьера — высоты уступа, крепости и трещиноватости пород, при обеспечении годовой производительности карьера.

Эталонный удельный расход ВВ $q_э$ принимается по данным табл. 13.4 в зависимости от коэффициента крепости горных пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова и категории пород по трещиноватости.

Отнесение месторождений к категориям по трещиноватости пород производится по материалам детальной разведки и дополнительных горно-геологических исследований.

Категория трещиноватости горных пород оценивается средним диаметром естественной отдельности в массиве по классификации Междуведомственной комиссии по взрывному делу (табл. 13.5).

За эталонное ВВ в табл. 13.4 принят граммонит 79/21 при максимальном размере кондиционного куска 1000 мм и диаметре вертикальных скважин 250 мм.

Таблица 13.4

Эталонный удельный расход ВВ, кг/м³

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова			
	2—6	6—10	10—14	более 14
I	0,2	0,25	0,3	0,35
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1	1,1	1,2

Таблица 13.5

Классификация горных пород по степени трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) пород	Средний диаметр естественной отдельности, м	Содержание, % в массиве отдельностей размером, мм		
			+400	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	До 10	Близко к 0	
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1—0,5	10—70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5—1	70—100	30—80	5—50
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0—1,5	100	8—100	40—100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	>1,5	100	100	100

Расчетный удельный расход ВВ (кг/м^3) определяется для условий, отличающихся от эталонных, путем введения поправочных коэффициентов по зависимости

$$q = q_э k_1 k_2 k_3, \tag{13.2}$$

где $q_э$ — эталонный удельный расход ВВ, кг/м^3; k_1 — поправочный коэффициент, учитывающий тип принятого ВВ

$$k_1 = A_{иэ}/A_и; \tag{13.3}$$

$A_{иэ}$ и $A_и$ — идеальная работа взрыва соответственно эталонного и принятого ВВ (см. табл. 13.1 и 13.2); k_2 — поправочный коэффициент, учитывающий размер кондиционного куска;

размер кондиционного куска, мм	250	500	750	1000	1200	1500
поправочный коэффициент k_2	1,73	1,33	1,13	1	0,92	0,78

k_3 — поправочный коэффициент, учитывающий диаметр скважин:

диаметр скважин, мм	100	125	160	200	250	320	350	400
поправочный коэффициент k_3	0,92	0,93	0,95	0,98	1	1,05	1,07	1,1

Для размеров кондиционного куска или диаметра скважин, на указанных выше, поправочные коэффициенты рекомендуется находить линейной интерполяцией.

Максимальный линейный размер кондиционных кусков следует принимать в зависимости от принятого в проекте погру-

зочного и дробильного оборудования по данным, приведенным ниже.

Вместимость ковша экскаватора, м³:	*Размер куска, мм*
2	900
2,5	1000
3—4,6	1100
4,6—8	1200
>8	1500
Конусные дробилки:	
ККД-500/75	420
ККД-900/140	750
ККД-1200/150	1000
ККД-1500/180	1200
ККД-1500/160-250	1200
Щековые дробилки:	
ЩДП 9×12	750
ЩДП 12×15	1000
ЩДП 15×21	1200
ЩДП 21×25	1700

Ориентировочно годовой расход по карьеру (т) определяется укрупненно по производительности карьера по горной массе:

$$Q_г = A_г q/1000, \qquad (13.4)$$

где $A_г$ — производительность карьера, м³/год; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Расход ВВ на взрывной блок (кг) при условии обеспечения экскаватора месячным запасом взорванной горной массы (при режиме взрывания в экскаваторном блоке — один взрыв в месяц) определяется по зависимости

$$Q_{в.б} = A_{э.м} \cdot q, \qquad (13.5)$$

где $A_{э.м}$ — производительность экскаватора, м³/мес.

Средняя величина заряда в скважине (кг) при перебуре, равном 0,2 высоты уступа, и длине забойки, равной 1/3 длины скважины, определяется по зависимости

$$Q_с = 0{,}8PH, \qquad (13.6)$$

где P — вместимость 1 м скважины, кг/м; H — высота уступа, м.

Число скважин на взрывной блок

$$N_б = Q_{в.б}/Q_с. \qquad (13.7)$$

Допустимую величину одновременно взрываемого ВВ в серии замедления следует определять с учетом расстояний до охраняемых объектов по поражающим факторам в соответствии с разделом 13.5.

Расход ВВ для дробления негабарита принимается укрупненно по выходу его и удельному расходу ВВ с учетом способа взрывного дробления.

Таблица 13.6

Выход негабарита, %

Линейный размер кондиционного куска, мм	Категория пород по степени трещиноватости				
	I	II	III	IV	V
500	1	3,5	11	17	26
750	0,5	3	10	16	25
1000	—	1	4	13	18
1200	—	0,5	2	6	9
1500	—	—	—	2	4

Выход негабарита в % от объема взорванной горной массы определяется в зависимости от размера кондиционного куска и категории пород по трещиноватости при отбойке вертикальными скважинными зарядами (табл. 13.6).

При наклонном бурении скважин выход негабарита, принимаемый по табл. 13.6, уменьшать на 20—25%.

Удельный расход при дроблении негабарита шпуровыми зарядами принимается равным 0,3—0,6 кг/м^3, при накладных зарядах — 1,3—2 кг/м^3.

При подходе к проектному контуру карьера применять специальную технологию буровзрывных работ, обеспечивающую сохранность берм и откосов уступов. Размеры приконтурной зоны принимать по данным, приведенным ниже.

Размеры приконтурных зон

Коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова	<6	6—8	8—12	12—14	>14
Размер приконтурной зоны, м	40	35	30	25	20

Отработку приконтурных зон и оформление откосов уступов в предельном положении производить с использованием предварительно созданной по заданному проектному контуру экранирующей щели. Контурные заряды в экранирующей щели взрывать раньше зарядов дробления не менее чем за 90 мс.

В том случае, если породы по вскрыше существенно отличаются по физико-механическим свойствам и категории трещиноватости от рудного массива, то проектирование взрывных работ необходимо выполнить не по усредненным данным для карьера, а раздельно из условия обеспечения производительности карьера как по добыче, так и по вскрыше с учетом календарного плана разработки.

13.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ОПАСНЫХ ЗОН

На стадии проектирования карьеров необходимо установить безопасные расстояния от вредных воздействий взрывных ра-

бот при обосновании места размещения промышленной площадки карьера и ближайших населенных пунктов от границ проектного контура карьера.

Расстояния от карьера до промплощадки должны обеспечивать сохранность зданий и сооружений от действия ударной воздушной волны, сейсмических воздействий взрывов и разлета кусков породы. За безопасное расстояние принимается наибольшее из рассчитанных для разных условий проявления взрывов.

Определение безопасных расстояний производится по методикам, приведенным в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

Определение расстояний, безопасных по действию воздушной волны. Расстояние, на котором воздушная волна на земной поверхности теряет способность поражения заданной интенсивности, рассчитывается по формуле

$$r_{\text{в}} = k_{\text{в}} \sqrt{Q}, \tag{13.8}$$

где $r_{\text{в}}$ — безопасное расстояние, м; Q — коэффициент пропорциональности; Q — масса зарядов ВВ, кг.

Величина $k_{\text{в}}$ зависит от условий расположения и величины зарядов, а также от характера поражения.

Для обеспечения первой степени безопасности для зданий и сооружений, т. е. отсутствия повреждений, значения коэффициента пропорциональности следует принимать:

для открытых зарядов массой менее 10 т $k_{\text{в}} = 50 \div 150$;

—»— массой более 10 т $k_{\text{в}} = 400$,

для углубленных зарядов массой менее 20 т $k_{\text{в}} = 20 \div 50$;

—»— массой более 20 т $k_{\text{в}} = 200$.

Размеры зоны (м), безопасной по действию воздушной волны на человека, когда необходимо максимальное приближение персонала к месту работ, устанавливаются по формуле

$$r_{\min} = 15 \sqrt[3]{Q}, \tag{13.9}$$

где Q — масса взрываемого наружного заряда ВВ, кг.

В нормальных условиях полученные по формуле расстояния следует увеличивать в 2—3 раза.

Определение сейсмически безопасных расстояний. Расстояния (м), на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда рыхления и дробления, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле

$$r_{\text{с}} = k_{\text{с}} \sqrt[3]{Q}, \tag{13.10}$$

где $r_{\text{с}}$ — расстояние от места взрыва, м; $k_{\text{с}}$ — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемых сооружений; Q — полная масса заряда, кг.

Коэффициент k_c для разных грунтов в основании охраняемых объектов имеет следующие значения:

скальные породы плотные	3
скальные породы нарушенные	5
галечниковые и щебеночные грунты	7
песчаные грунты	8
глинистые грунты	9
насыпные и почвенные грунты	15
водонасыщенные грунты (плывуны, торфяники)	20

При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах значение коэффициента k_c следует увеличивать в 1,5—2 раза.

Если одновременно взрывается несколько групп зарядов ВВ, когда расстояния от отдельных зарядов до охраняемого объекта различается более чем на 10%, то расчет выполняется с массой некоторого сосредоточенного заряда, эквивалентной по сейсмическому действию суммарной массе зарядов. Методика и примеры по определению эквивалентного заряда приведены в ЕПБ при взрывных работах.

Для ответственных и сложных инженерных сооружений (мостов, гидравлических сооружений и т. п.) вопросы сейсмической безопасности должны решаться специалистами.

Определение безопасных расстояний по разлету кусков взорванной породы. Радиус опасной зоны по разлету отдельных кусков взорванной породы при взрывах зарядов с показателем действия $n=1$ принимается в зависимости от величины ЛНС.

ЛНС W, м	1,5	2	4	6	8	10	12	15	20	25	30
Радиус опасной зоны, м:											
для людей	200	200	300	300	400	500	500	600	700	800	800
для сооружений и механизмов	100	150	150	150	200	250	250	300	350	400	400

При определении опасных зон по разлету кусков при скважинной отбойке в карьерах зарядами нормального дробления (рыхления), т. е. при показателе действия взрыва $n<1$, первоначально определяется значение условной ЛНС $W_{н.в}$, при которой заряд явился бы зарядом нормального выброса по зависимости

$$W_{н.в} = \frac{5}{7} W, \qquad (13.11)$$

где W — ЛНС скважинного заряда рыхления, м.

По полученному значению $W_{н.в}$ определяются радиусы безопасных зон по разлету кусков как для людей, так и для механизмов (сооружений).

При производстве взрывов на косогорах с уклоном местности от 30° и более, а также в случаях превышения места взрыва над окружающей опасной зоной более 30 м радиус опасной

зоны по разлету кусков породы должен быть увеличен в 1,5 раза в сторону уклона косогора.

Принимаемые по расчетам максимальные значения радиусов опасных зон для людей (м) должны быть не менее регламентированы Едиными правилами безопасности при взрывных работах:

метод наружных зарядов . .	300
метод шпуровых зарядов . .	200
метод скважинных зарядов .	200
метод котловых зарядов . .	300

Определение безопасных расстояний по действию ядовитых газов. Радиус опасной зоны (м) по действию ядовитых газов при взрывах на земной поверхности определяется для зарядов общей массой более 100 т по данным треста «Союзвзрывпром» по следующей зависимости:

$$r_г = 160 \sqrt[3]{Q}(1 + 0{,}5V_в), \qquad (13.12)$$

где $r_г$ — радиус опасной зоны, в пределах которого по направлению ветра процентное содержание ядовитых газов (в пересчете на условный оксид углерода) превышает предельно допустимую концентрацию, м; Q — общая масса взорванных зарядов, кг; $v_в$ — скорость ветра, м/с.

Проектирование места размещения промплощадки и особенно населенных пунктов по отношению к карьеру нужно выбирать с учетом господствующих ветров в районе строительства.

Во взрывоопасной зоне вокруг карьера при ширине ее более 200 м разрешается размещать:

технологические транспортные коммуникации (автомобильные, ж.-д. пути, конвейерные линии, канатные дороги, и др.);

породные отвалы при максимально возможном приближении их к бортам карьеров с учетом обеспечения устойчивости последних;

дренажные установки и сооружения по водопонижению в карьерах;

здания карьерных диспетчерских постов, располагаемых непосредственно на бортах карьеров, при обязательном обеспечении их специальными средствами защиты от разлета кусков породы при взрывных работах (стальные защитные жалюзи на окнах, защитные настилы на кровле и другие средства защиты);

сооружения гражданской обороны (убежища, укрытия для защиты трудящихся) при максимальном приближении к бортам и выездам из карьера.

В том случае, если при проектировании строительства или реконструкции карьеров в его районе имеются здания или со-

оружения, которые необходимо охранять от вредного влияния взрывных работ, то необходимо произвести расчет максимально допустимого количества одновременно взрываемого ВВ в одной серии замедления взрывного блока. Расчет выполняется по формулам, (13.8), (13.10), (13.11), (13.12), но при известном расстоянии от места взрыва до охраняемых объектов.

13.5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ СКЛАДОВ ВМ

Проектирование складом ВМ осуществляется в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». При строительстве карьеров склады ВМ размещаются на земной поверхности. Поверхностный постоянный склад ВМ представляет одно или несколько хранилищ для ВМ с подсобными сооружениями, расположенными на общей огражденной территории с прилегающей запретной зоной.

По назначению постоянные склады ВМ делятся на базисные и расходные. Базисные склады предназначены для снабжения расходных складов предприятий. Расходные склады служат для обеспечения ВМ непосредственно мест производства взрывных работ. При выполнении крупных массовых взрывов доставка ВМ к местам работ разрешается с базисных складов, минуя расходный склад, что исключает погрузочно-разгрузочные операции на расходных складах. Иногда расходный склад примыкает к территории базисного склада.

В последнее время в отдельных случаях по согласованию с органами Госгортехнадзора РФ на базисном складе разрешается выдавать взрывникам ВМ и принимать от них неизрасходованные ВМ. В этом случае отпуск-приемка ВМ производится из специального вспомогательного хранилища, размещаемого вблизи от въезда на склад, но не ближе 20 м от основных хранилищ склада ВМ.

Современный опыт эксплуатации крупных складов ВМ, особенно при комплексной механизации взрывных работ в карьерах, показывает, что наличие двух типов складов — базисных и расходных нецелесообразно. Опыт работ ряда предприятий Урала, в том числе «Уралвзрывпрома», подтверждает, что склады должны быть едиными — расходными с повышенной вместимостью. Наличие таких складок упрощает организацию грузопереработки ВМ. К территории расходных складов повышенной вместимости, должны примыкать пункты подготовки ВВ, вспомогательные помещения и сооружения, необходимые при комплексной механизации взрывных работ. Проектирование и строительство крупных механизированных складов, работающих по принципу территориального обслуживания потребителей ВМ, экономически оправдано даже при небольшом годовом потреблении ВВ отдельными потребителями.

Следует иметь в виду, что при проектировании новых крупных карьеров с годовым потреблением ВВ более 10 тыс т, при широком применении простейших ВВ, изготавливаемых на горных предприятиях, функции складов ВМ и их устройство существенно изменяется. На территории таких складов потребуется только хранилище для средств инициирования и хранилище вместимостью не более 60—120 т для ВВ, необходимых для разделки негабарита, контурного взрывания и других вспомогательных взрывных работ.

Проектирование базисных складов ВМ. Проектирование базисного склада сводится к определению его вместимости, выбору типового хранилища, определению количества хранилищ, к компоновке их на безопасных расстояниях друг от друга. На территории склада должны быть предусмотрены вспомогательные здания и сооружения, регламентируемые Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Общая вместимость базисного склада ВМ не ограничивается.

Вместимость отдельных хранилищ базисного склада в зависимости от группы совместимости ВМ приведена в табл. 13.7.

Таблица 13.7

Предельная вместимость хранилищ постоянного базисного склада по группам совместимости

Группа совместимости	Подгруппа	Наименование взрывчатых материалов	Предельная вместимость хранилища, т
В	—	Капсюли, детонаторы, электродетонаторы, реле типа КЗДШ (масса брутто)	120
С	$С_2$	Огнепроводный шнур, средства его зажигания, сигнальные и пороховые патроны	Не ограничивается
Д	$Д_2$	Детонирующий шнур, электродетонаторы высоковольтные (масса брутто)	120
	$Д_3$	Тротил и его сплавы с другими нитросоединениями, порошкообразные аммиачно-селитренные россыпные, патронированные, шпуровые и шланговые ВВ (масса брутто)	240
	$Д_4$	Россыпные гранулированные ВВ, допущенные к механизированному заряжанию (масса нетто)	420
F	—	Торпеды, прострелочные аппараты и другие изделия, содержащие ВВ и СИ (масса брутто)	120

Примечание. При хранении в водном хранилище ВМ группы Д общая вместимость этого хранилища принимается не более установленной вместимости для наиболее опасного ВМ.

ВМ различных групп должны храниться в отдельных хранилищах. Общая вместимость базисного склада принимается равной 3-месячной потребности ВЕ. При определении вместимости базисного склада надо учитывать условия и дальность транспортирования ВВ с заводов-изготовителей, а также периодичность поступления ВВ, особенно при больших годовых объемах потребления. В последнем случае вместимость базисного склада по ВВ (т) может быть определена по следующей зависимости:

$$V_б = Q_г(1{,}25 + 0{,}1k)/k, \qquad (13.13)$$

где $Q_г$ — годовой расход ВВ по карьеру, т; k — среднегодовое число поставок ВВ на склад.

Вместимость хранилища для СИ на базисном складе определяют по расходу СИ на 1 т ВВ.

Хранилища для ВМ при проектировании базисных складов принимаются типовыми. Число хранилищ определяется по зависимости

$$N_х = V_б/V_х, \qquad (13.14)$$

где $V_х$ — вместимость типового хранилища, т.

Типовые хранилища для ВВ имеют вместимость 60, 120, 230 т и для ВВ группы $Д_4$ — 420 т.

Типовые хранилища предусмотрены из огнестойких материалов с устройством железобетонных бесчердачных перекрытий и запроектированы для районов с расчетной температурой наружного воздуха —20 °С; —30 °С и —40 °С. Отопление хранилищ проектом не предусматривается.

На территории базисного склада кроме хранилищ для ВМ размещаются здания и площадки для подготовки ВМ, лаборатория, полигон, сарай для противопожарных средств, водоемы, караульные вышки. Территория склада ограничивается оградой высотой не менее 2 м в два ряда колючей проволоки по железобетонным столбам. Расстояние от хранилищ до ограды должно быть не менее 40 м. Караульное помещение и места хранения тары должны быть за пределами ограды склада. Караульное помещение располагается от ограды на расстоянии не менее 50 м, сарай или навес для тары — не менее 25 м. На территории склада, а также в запретной зоне на 50 м вокруг него вырубается хвойный лес, снимаются и убираются сухая трава и заросли. На расстоянии 10 м от ограды в запретной зоне вокруг склада делается канава со стоком воды в наиболее низкое место.

Хранилища на территории склада располагаются на расстоянии друг от друга, исключающем передачу детонации от хранилища к хранилищу. Безопасное расстояние по передачи

Таблица 13.8

Значение коэффициента $k_д$ для расчета безопасных расстояний по передаче детонации

Аммиачно-селитренные ВВ подгруппы $Д_3$ и $Д_4$		Тротил		Детонаторы	
о	у	о	у	о	у
0,8	0,5	1,3	1	0,8	0,5
0,5	0,3	1	0,6	0,5	0,3
1,3	1	1,9	1,4	1,3	1
1	0,6	1,4	0,8	1	0,7
0,4	0,25	0,7	0,6	0,4	0,25
0,25	0,2	0,6	0,4	0,25	0,2

Примечание. о — открытый заряд, у — углубленный заряд.

детонации между хранилищами определяется по формуле

$$r_д = k_д \sqrt[3]{Q} \sqrt[4]{b}, \qquad (13.15)$$

где $r_д$ — безопасное расстояние от активного заряда до поверхности пассивного заряда (между хранилищами), м; $k_д$ — коэффициент, зависящий от вида ВМ зарядов и условий взрыва (принимается по данным табл. 13.8); Q — масса активного заряда, кг; b — наименьший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля): обычно b — 1,6÷1,8 м.

При определении коэффициента $k_д$ (табл. 13.8) необходимо приравнивать обвалованные хранилища к углубленным зарядам, необвалованные, расположенные на поверхности хранилища и площадки с ВМ к открытым зарядам.

Если пассивный заряд состоит из разных ВВ (например, граммонит и тротил), то при расчете безопасных расстояний значение коэффициента $k_д$ выбирается для того ВМ из числа входящих в состав заряда, которое обладает наибольшей чувствительностью к детонации.

При хранении ДШ 1 м его длины приравнивается 10 капсюлям-детонаторам, один КД — 1,5 г ВВ. В качестве примера на рис. 13.1 приведен план базисного склада ВМ вместимостью 240 т, в табл. 13.9, 13.10 — характеристика типовых зданий и сооружений и расход материалов на строительство хранилищ и вспомогательных сооружений базисного склада вместимостью 240 т.

Постоянные территориальные склады ВМ повышенной вместимости должны проектироваться по нормативам базисных складов, но с учетом суммарного годового потребления ВМ всех предприятий в пределах суммарного годового потребления ВМ всех предприятий в пределах данной территории и обслуживаемых этим с складом на договорной основе.

Таблица 13.9

Характеристика зданий и сооружений базисного склада вместимостью 240 т

Здания и сооружения	Строительный объем, м³	Полезная площадь, м²	Материал					
			фундамента	стен	покрытия	кровли	полов	перегородок
Хранилище ВВ	4285	1086	Бутобетон	Кирпич, бетонные блоки	Ж.-б. плиты	Три слоя рубероида на мастике	Асфальт по бетонной подготовке	—
Хранилище СИ	543,5	132	—»—	То же	То же	То же	То же	—
Лаборатория	132,7	25	—»—	—»—	Армобетонные плиты	—»—	—»—	Кирпич
Караульное помещение	239,4	49	—»—	Кирпич	То же	—»—	Доски на гипсолитных лагах	
Сарай для противопожарных средств	105	28,5	—»—	—»—	Ж.-б. плиты	Один слой рубероида по двум слоям пергамина	Глинобитный	—
Санузел	36	3,5	—»—	—»—	То же	—»—	Цемент на ж.-б плите	Кирпич
Санузел	21	1,9	—»—	—»—	—»—	—»—	То же	—»—
Резервуар для воды (противопожарный)	130	—	Монолитная железобетонная конструкция					
Караульная вышка			Деревянная конструкция					

Таблица 13.10

Расход материалов на строительство хранилища ВВ вместимостью 240 т, хранилища СИ вместимостью 24 т и караульного помещения на 4 чел.

Вид строения	Бутовый камень, м³	Толь, м²	Бетон М-150, м³	Тяжелый бетон, м³	Строительный кирпич, тыс. шт.	Ж.-б. сборные элементы, м³	Стальные конструкции, т	Кровельная сталь, т	Рубероид, м²	Асбоцементные листы, м²
Кирпичные стены										
Хранилище ВВ	32	235	51	141	127	85	2,7	2	4600	1585
Хранилище СИ	6	48	—	26	25	10	0,2	0,2	615	188,5
Караульное помещение	8	50	9	1	11	8	0,1	0,2	165	—
Стены из крупных бетонных блоков										
Хранилище ВВ	32	235	51	147	17	82	2,7	2,0	4712	1585
Хранилище СИ	5,7	48	—	26,5	5	9,5	0,2	0,3	628	198
Караульное помещение	5,3	50	9	1	7,5	7,5	0,1	0,2	171	—

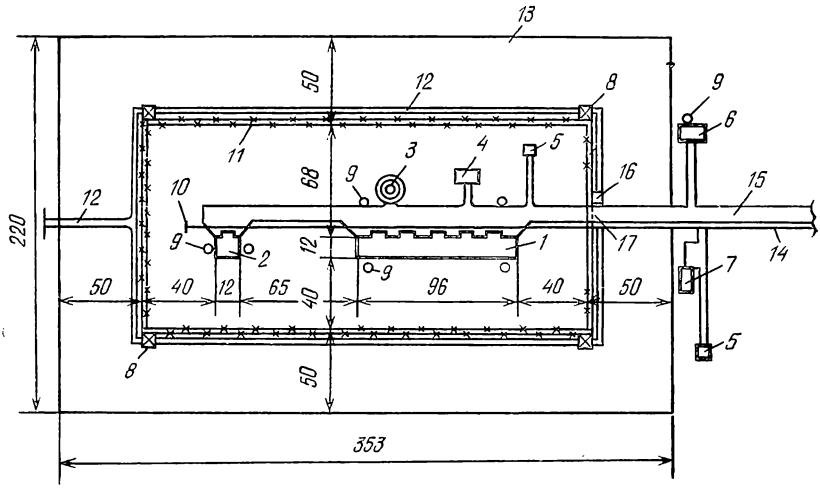


Рис. 13.1. План базисного склада ВМ вместимостью 240 т:

1 — хранилище ВВ; *2* — хранилище СИ; *3* — противопожарный водоем; *4* — сарай для инструмента; *5* — туалет; *6* — лаборатория; *7* — караульное помещение; *8* — караульные вышки; *9* — молниеотводы; *10* — тупиковый упор; *11* — двойное ограждение из колючей проволоки; *12* — противопожарная канава; *13* — запретная зона; *14* — железнодорожный путь; *15* — автомобильная дорога; *16* — контрольно-пропускной пункт; *17* — ворота

Проектирование расходных складов ВМ. Предельная вместимость постоянных поверхностных расходных складов ВМ составляет: для ВВ — 240 т детонаторов и пиротехнических реле типа КЗДШ — 300 тыс. шт., детонирующего шнура — 400 тыс. м, огнепроводного шнура и средств его поджигания — не ограничивается.

Предельная вместимость одного хранилища ВВ расходного склада не должна превышать 120 т.

Компоновка типовых хранилищ, зданий и сооружений на территории расходного склада выполняется аналогично базисному складу. Расходные склады могут примыкать к территории базисного склада.

Выбор местоположения складов ВМ. Базисные и расходные склады ВМ удаляются на безопасные расстояния по действию ударной воздушной волны от промплощадки карьера и населенных пунктов.

Степень безопасности и значения коэффициентов при выборе местоположения складов ВМ устанавливаются в зависимости от значимости объектов, расположенных в районе склада.

При расчете безопасных расстояний от складов ВМ до населенных пунктов (методика расчета приведена в разд. 13.4) принимается первая и вторая степени безопасности, при этом обвалованные хранилища рассматриваются как открытые заряды.

При расчете безопасных расстояний до авто- и железнодорожных магистралей, крупных водных путей, заводов, складов взрывчатых и огнеопасных материалов и сооружений государственного значения принимается 3-я степень безопасности (разрушение застекления, нарушение штукатурки).

Расход материалов на строительство вспомогательных сооружений для базисного склада вместимостью 240 т

Материал	*Расход*
Бутовый камень, м³	14,5
Толь, м²	54
Товарная арматура, т	1,55
Железобетонные сборные элементы, м³	4,5
Пергамин, м²	121
Рубероид, м²	134
Кирпич, тыс. шт	18,5
Кровельная сталь, т	0,1
Тяжелый бетон, м³	29,5
Дверные и оконные заполнения, м²	17
Бревна, доски, брусья, м³	8
Гвозди, кг	48

Для отдельно стоящих зданий и сооружений второстепенного значения, автомобильных и железных дорог с небольшим движением и особо прочных сооружений принимается 4-я степень безопасности (разрушение внутренних перегородок, рам, дверей, сооружений).

При необходимости в расчетах принимать степени безопасности выше 2-й, обвалованные хранилища приравниваются к углубленным зарядам. Коэффициенты в расчетах принимать по рекомендациям [12].

Обычно склады ВМ удаляются от промплощадки на расстояние более 0,5—1 км и от населенных пунктов — на 1,5—5 км и более.

13.6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В настоящее время все технологические операции при взрывных работах в карьере могут быть механизированы: разгрузка железнодорожных вагонов на прирельсовых железнодорожных площадках и базисных складах ВВ; погрузка и разгрузка автотранспортных средств; доставка ВВ в хранилища складов ВМ, специальные площадки и пункты подготовки; растаривание и загрузка ВВ в транспортно-зарядные машины; заряжание и забойка скважин.

Все эти операции выполняются с использованием серийно выпускаемого оборудования, допущенного Госпроматомнадзором РСФСР к применению со взрывчатыми веществами. Основные технические данные этого оборудования приведены ниже.

Техническая характеристика погрузчиков

Погрузчик	ДВ 1961 33/10	ДВ 1788 33/20	ЭВП-1,25 (612)	ЭВП-1,25 (614)	Балканкар ЕВ 657.28.12
Высота подъема, мм	2800	3300	2750	1500	2800
Габариты, мм:					
длина	2080	2675	—	—	1630
ширина	1070	1224	—	—	1000
высота (строительная)	2233	2250	2100	1480	1900
высота максимальная	3933	4020	4000	2760	—
Внешний радиус поворота, мм	1854	2472	—	—	1295
Грузоподъемность, т	1,6	3	1,25	1,25	1,25
Масса, кг	2885	4790	2850	2800	2350
Скорость движения без груза / с грузом, км/ч	23/2,7	22/2,2	—/7	—/7	—/11

Техническая характеристика растаривающих установок

Установка	Передвижная МПР-30	Стационарная УРВ-2	Стационарная УРК
База машины	КрАЗ-256А или МАЗ-503А	—	—
Техническая производительность, т/ч	30	25	25
Габариты, мм:			
длина	12 500	4040	3850
ширина	2628	1300	740
высота (строительная)	3900	1250	3850
высота (максимальная)	5850	—	—
Скорость движения без груза, км/ч	50	—	—
Масса, кг	15 250	945	630
Система пылеподавления	—	Аспирационная	Пылезащитный кожух

Техническая характеристика зарядных машин

Зарядная машина	МЗ-8	МЗ-3А	МЗ-4	«Акватол I-V»
База машины	МАЗ-503Б	КрАЗ-256 Б1	БелАЗ-540А	КрАЗ-256Б
Техническая производительность, кг/мин	450	400	430	800
Объем бункера, м³	8	12,8	26,6	8
Габариты, мм:				
длина	5600	8200	7360	—
ширина	2600	2640	3480	—
высота	3140	3300	4310	—
Грузоподъемность, т	8	10	27	10
Скорость движения, км/ч	60	60	60	60

Техническая характеристика забоечных машин

Забоечная машина	ЗС-1М	ЗС-2М
База машины	МАЗ-513Б	КраАЗ-256Б1
Техническая производительность, кг/мин	1700	1700
Объем бункера, м³	3,5	7
Габариты, мм:		
длина	5700	7550
ширина	2600	2640
высота	2750	3000
Грузоподъемность, т	5,5	11
Масса, кг	8300	12 500
Скорость движения, км/ч	60	60
Эксплуатационная производительность, т/смену	25	40

На погрузочно-разгрузочных операциях и при транспортировании ВВ допускаются к применению также автомобильные, мостовые и козловые краны, тельферы, бортовые машины, на которые не требуется специального разрешения органов Госгортехнадзора РФ.

Схема комплексной механизации взрывных работ, выбор оборудования для ее реализации предопределяются типом применяемого ВВ, способом его изготовления, годовым объемом потребления ВВ и частотой взрывов на проектируемом карьере.

Для гранулированных ВВ заводского изготовления схема комплексной механизации зависит также от вида упаковки и способа поставки ВВ на горные предприятия. Поставка этих ВВ осуществляется в мешках, на поддонах, в пакетах из мешков, в жестких среднетоннажных контейнерах грузоподъемностью 3 и 5 т ВВ, в крупнотоннажных контейнерах как в мешкотаре, так и россыпью и в мягких контейнерах типа МКО-1,0С многоразового использования россыпью массой 0,8—1 т.

Для простейших ВВ, изготавливаемых на горных предприятиях, поставка гранулированной аммиачной селитры производится аналогичным способом. Кроме этого, ее поставка возможна россыпью в вагонах-бункерах и вагонах-хопперах с использованием на погрузочно-разгрузочных операциях саморазгрузки и пневмотранспортных систем.

Схема комплексной механизации взрывных работ при пакетной поставке ВВ в мешках массой 40—42 кг на поддонах или в стропах приведена на рис. 13.2. Такая схема позволяет механизировать работы по всем технологическим операциям до 80—90% и целесообразна только для карьеров с малым годовым потреблением ВВ — до 500 т. При контейнерной поставке ВВ в мешкотаре также не исключаются ручные операции при загрузке и разгрузке контейнеров. Такая поставка экономически оправдана только в районы Крайнего Севера.

При проектировании реконструкции карьеров следует ориентироваться на прогрессивные технологические схемы комплексной механизации взрывных работ, позволяющие исклю-

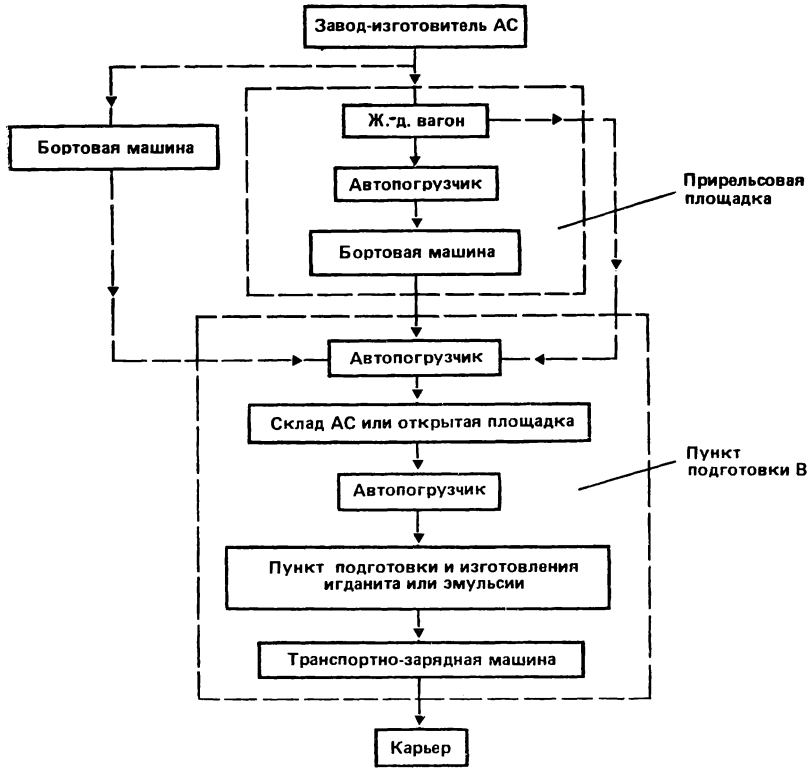


Рис. 13.2. Схема комплексной механизации взрывных работ при поставке ВВ в пакетах на поддонах

чить работающих от прямого контакта с ВВ и механизировать операции по всему циклу работ до 95—97%.

Схема комплексной механизации взрывных работ при поставке ВВ в мягких контейнерах россыпью массой 1 т приведена на рис. 13.3.

При проектировании строительства крупных карьеров следует принимать простейшие ВВ, изготавливаемые на местах потребления. Для карьеров с годовым потреблением более 1000 т поставку гранулированной аммиачной селитры следует проектировать в мягких контейнерах вместимостью 1 т, при годовом потреблении более 5000 т — в вагонах-бункерах.

Рекомендуемые схемы комплексной механизации взрывных работ при изготовлении простейших ВВ типа игданита и эмульсионных ВВ на карьерах и при поставке гранулированной аммиачной селитры в мягких контейнерах и вагонах-бункерах приведены на рис. 13.4 и 13.5.

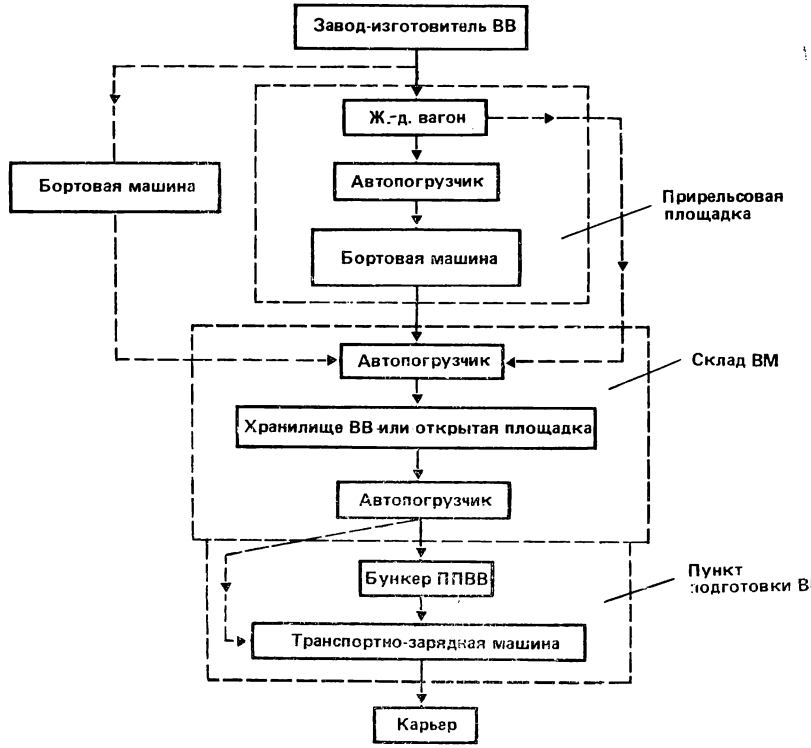


Рис. 13.3. Схема комплексной механизации взрывных работ при поставке ВВ в мягких контейнерах

Расчет потребного оборудования для механизации взрывных работ. Производительность и число единиц оборудования, занятого на механизированной грузопереработке ВВ, зависит от среднесменного поступления $Q_п$ и расхода $Q_р$ ВВ по складу ВМ. В технологических расчетах значения $Q_п$ и $Q_р$ (т) определяют с учетом показателей неравномерности поступления ВВ по формулам

$$Q_п = Q_{п.\,ср}(1 + k_{вар.\,п})/N_п, \qquad (13.16)$$

$$Q_р = Q_{р.\,ср}(1 + k_{вар.\,р})/N_р, \qquad (13.17)$$

где $Q_{п.\,ср}$ — среднегодовое поступление ВВ на складе, т; $Q_{р.\,ср}$ — среднегодовой расход ВВ по складу, т; $k_{вар.\,п}$, $k_{вар.\,р}$ — коэффициенты вариации соответственно среднесменного поступления и расхода ВВ по складу в течение года, зависящее от пропускной способности склада; $N_п$, $N_р$ среднегодовая частота поступления и отпуска ВВ со склада, соответственно.

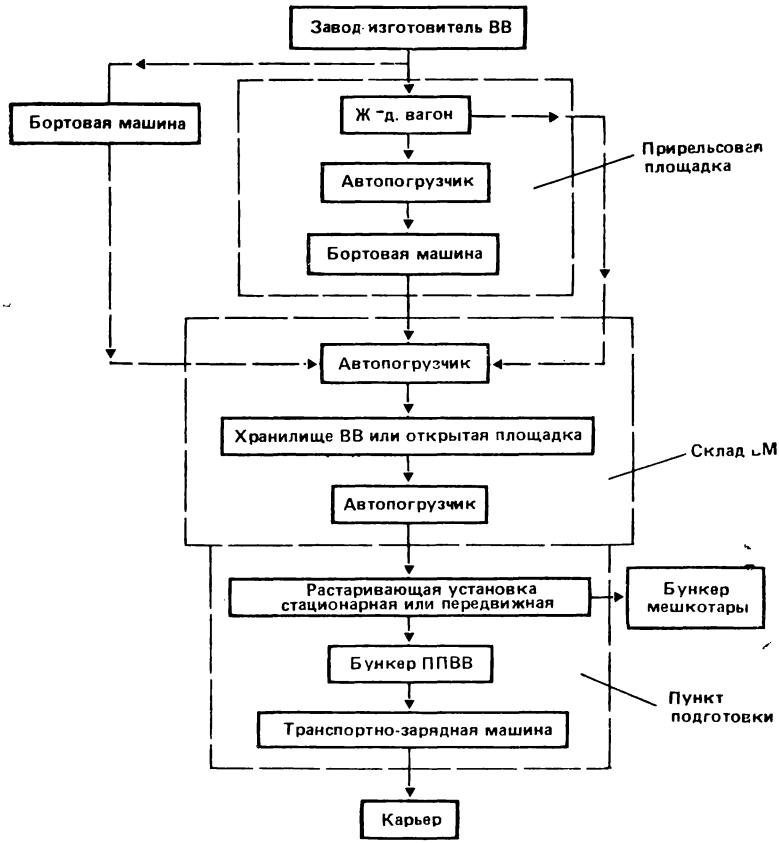


Рис. 13.4. Схема комплексной механизации взрывных работ при изготовлении на карьере простейших ВВ типа игданита и эмульсионных ВВ и поставке АС в мягких контейнерах

Значения коэффициентов вариации

Пропускная способность (расход ВВ) склада, т/год	<500	500—1000	1000—2000	>2000
$k_{вар.п}$	0,3	0,5	0,7	0,9
$k_{вар.р}$	0,5	0,4	0,3	0,2

Число погрузчиков, необходимое для грузопереработки ВВ на прирельсовой площадке и на складе ВМ

$$N_{п} = \frac{Q_{п} n_{п} + Q_{р} n_{р}}{P_{п}} \eta_{р}, \qquad (13.18)$$

где $n_{п}$, $n_{р}$ — число перегрузочных операций, выполняемых погрузчиком соответственно при поступлении и расходовании ВВ; $\eta_{р} = 1{,}2$ — коэффициент, учитывающий ремонтный и подменный

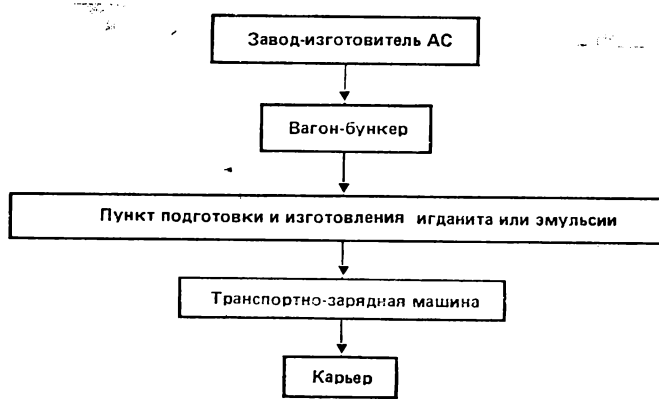


Рис. 13.5. Схема комплексной механизации взрывных работ при изготовлении на карьере простейших ВВ типа игданита и эмульсионных ВВ и поставке АС в вагонах-бункерах

фонд; $P_п$ — сменная эксплуатационная производительность погрузчика, т.

Эксплуатационная производительность авто- и электропогрузчика (т/смену)

$$P_п = 60Q_к T_{см} \eta_в / t_ц, \qquad (13.19)$$

где $Q_к$ — масса ВВ (пакета, контейнера), перемещаемого погрузчиком за один цикл, т; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $\eta_в$ — коэффициент, использования погрузчика по времени в течение смены; $t_ц$ — среднее время рабочего цикла погрузчика, мин.

Время рабочего цикла составляет сумму времени всех погрузочно-разгрузочных и транспортных операций:

$$t_ц = t_п + t_н + t_{д.г} + t_о + t_{д.п}, \qquad (13.20)$$

где $t_п$ — время подъема груза, мин; $t_н$ — время наклона грузоподъемной рамы с грузом, мин; $t_{д.г}$ — время движения с грузом до места разгрузки с учетом маневрового, мин; $t_о$ — время опускания груза, мин; $t_{д.п}$ — время движения порожняком (без груза), мин.

Время движения с грузом и без груза зависит от расстояния транспортирования до места разгрузки, скорости движения с грузом и порожняком и может быть определено по зависимости

$$t_д = 60L/V_д, \qquad (13.21)$$

где L — расстояние транспортирования, м; $V_д$ — скорость движения соответственно с грузом и без груза (допустимая скорость или по технической характеристике погрузчика), м/ч.

Число автомашин для доставки ВВ за одну смену с прирельсовой площадки до склада ВМ и от склада до объекта работ

$$N_{\text{а}} = (Q_{\text{п}} + Q_{\text{р}})\,\eta_{\text{р}}/P_{\text{а}}, \tag{13.22}$$

где $P_{\text{а}}$ — эксплуатационная сменная производительность доставочной машины, т; $\eta_{\text{р}} = 1{,}2$ — коэффициент, учитывающий ремонтный и подменный фонд.

Сменная производительность автомашины

$$P_{\text{а}} = Q_{\text{а}} n, \tag{13.23}$$

где $Q_{\text{а}}$ — грузоподъемность автомашины, т; n — число рейсов за смену;

$$n = 60T_{\text{см}}/(2t_1 + t_2 + t_3), \tag{13.24}$$

t_1 — время движения машины в пути, мин; t_2 — время погрузки машины, мин; t_3 — время разгрузки машины, мин.

Число автомашин для доставки ВВ с прирельсовой площадки за несколько смен

$$N_{\text{а}} = Q_{\text{п}}\eta_{\text{р}}/(P_{\text{а}} n_1 n_2), \tag{13.25}$$

где n_1 — число дней хранения ВВ на прирельсовой площадке, допускаемое «ЕПБ при взрывных работах» (до 3 сут); n_2 — число смен работы автотранспорта в сутки по режиму работы горного предприятия.

Число транспортно-зарядных машин при механизированном заряжании скважин

$$N_{\text{т. з.}} = Q_{\text{р}}\eta_{\text{р}}/(P_{\text{т. з.}} n), \tag{13.26}$$

где $\eta_{\text{р}} = 1{,}2$ — коэффициент, учитывающий ремонтный и подменный фонд; $P_{\text{т.з}}$ — сменная производительность транспортно-зарядной машины с учетом ее загрузки, времени доставки ВВ и зарядки скважин, т; n — число дней (смен) зарядки массового взрыва.

Число машин для забойки скважин

$$N_{\text{заб}} = 0{,}785 Q_{\text{р}} L_{\text{з}} d^2 \Delta \eta_{\text{р}}/(Q_{\text{с}} P_{\text{заб}} n), \tag{13.27}$$

где $L_{\text{з}}$ — длина забойки в скважине, м; d — диаметр скважины, м; Δ — плотность забоечного материала, т/м^3; $\eta_{\text{р}} = 1{,}2$ — коэффициент, учитывающий ремонтный и подменный фонд; $Q_{\text{с}}$ — масса скважинного заряда, т; $P_{\text{заб}}$ — сменная эксплуатационная производительность забоечной машины, м^3; n — число смен (дней) зарядки массового взрыва.

Количество механизмов при дроблении негабарита механическими и электрофизическими способами следует определять

Таблица 13.11

Ориентировочная производительность механизмов при дроблении негабаритов

Механизм для дробления	Условия применения	Производительность механизма, м³/смену
	Механический способ	
Пневматические и гидравлические бутобои	В породах II категории по трещиноватости	135—170
Падающий груз	В породах I—V категорий по трещиноватости	70—115
	Электрические способы	
Высокочастотные установки	Электропроводящие и диэлектрические породы	90—115
Установки с токами промышленной частоты	Электропроводящие породы	55—90

по их ориентировочной производительности по данным табл. 13.11.

Контрольные вопросы

1. На основании каких данных проектируются взрывные работы на стадии технорабочего проекта?
2. Какие вопросы должны быть решены в технопроекте взрывных работ?
3. В чем особенность простейших ВВ и каковы их преимущества?
4. Дайте перспективы развития промышленных ВВ.
5. Как обосновать экономически эффективное ВВ для конкретных условий проектирования карьера?
6. Какие факторы необходимо учитывать при определении расчетного удельного расхода ВВ?
7. Какое влияние оказывает степень трещиноватости пород на выход негабарита?
8. В чем особенность проектирования взрывных работ при отработке приконтурных зон и оформлении откосов уступов в предельном положении?
9. По каким показателям определяются размеры опасных зон при проектировании взрывных работ?
10. Определите вместимость базисного склада ВМ для конкретного карьера.
11. Как обосновать месторасположение склада ВМ?
12. Какие факторы необходимо учитывать при обосновании комплексной механизации взрывных работ?
13. Определите необходимое число транспортно-зарядных машин и машин для забойки скважин в условиях конкретного карьера.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Автоматизированное* проектирование карьеров: Учеб. пособ. для вузов/ В. С. Хохряков, С. В. Корнилков, Г. А. Неволин, В. М. Каплан. — М.: Недра, 1985.

2. *Анистратов Ю. И.* Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов: Учеб. для вузов. — М.: Недра, 1988.

3. *Арсентьев А. И.* Принятие решений о параметрах карьера: Учеб. пособ. — Л.: ЛГИ, 1982.

4. *Арсентьев А. И.* Законы формирования рабочей зоны карьера: Учеб. пособ. — Л.: ЛГИ, 1986.

5. *Астахов А. С.* Динамические методы оценки эффективности горного производства. — М.: Недра, 1973.

6. *Аленичев В. М.* Экономико-математическое моделирование горнотехнических задач на рудных карьерах. — М.: Недра, 1983.

7. *Беляков Ю. И.* Проектирование экскаваторных работ. — М.: Недра, 1983.

8. *Временная* инструкция по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах. — М.: Госгортехнадзор СССР, 1969 г.

9. *Высокопроизводительные* глубокие карьеры/М. Г. Новожилов, А. Ю. Дриженко, А. М. Маевский и др. — М.: Недра, 1984.

10. *Единые* правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. — М.: Недра, 1987.

11. *Единые* правила безопасности при взрывных работах. — М.: Недра, 1976.

12. *Кулешов А. А.* Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. — М.: Недра, 1980.

13. *Кумачев К. А., Майминд В. Я.* Проектирование железорудных карьеров. — М.: Недра, 1981.

14. *Нормативный* справочник по буровзрывным работам. — М.: Недра, 1988.

15. *Нормы* технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. — Л., 1986.

16. *Нормы* технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. — Свердловск, 1985.

17. *Нормы* технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. — М., 1986.

18. *Перечень* рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля. — М.: Недра, 1987.

19. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы: Учеб. для вузов. В 2 ч. — М.: Недра, 1985.

20. *Сборник* руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. — М.: Недра, 1987.

21. *Современные* принципы теории проектирования карьеров/Под ред. А. И. Арсентьева. — Л.: Наука, 1987.

22. *Справочник* взрывника/Под общей ред. Б. Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.

23. *Справочник* (кадастр) физических свойств горных пород/Под ред. Н. В. Мельникова. — М.: Недра, 1975.

24. *Свирский М. А., Чумаченко Н. М., Афонин Б. А.* Рудничная геология — М.: Недра, 1987.

25. *Типовая* методика определения экономической эффективности капитальных вложений. — М.: Экономика, 1969.

26. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ. — М.: Недра, 1986.

27. *Томаков П. И., Коваленко В. С.* Рациональное землепользование при открытых горных работах. — М.: Недра, 1984.

28. *Хохряков В. С.* Геоинформатика — метод математического моделирования в САПР горного производства/Проектирование открытой разработки месторождений//Сб. науч. тр. — Л.: ЛГИ, 1986.
29. *Яковлев В. Л.* Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. — Новосибирск: Наука, 1989.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие 3

1. Организация проектирования карьеров 5

1.1. Развитие методов проектирования горных предприятий 5
1.2. Назначение проекта карьера и виды проектной документации . . 8
1.3. Содержание проекта карьера 12
1.4. Содержание раздела «Охрана окружающей среды» в проектах открытых разработок 17
1.5. Организация проектных работ 27
1.6. Условные обозначения показателей в проектных расчетах . . 33

2. Подготовка исходных данных для горной части проекта . 38

2.1. Состав исходных данных 38
2.2. Запасы полезного ископаемого и кондиции на минеральное сырье 42
2.3. Подготовка геологоразведочных исходных данных 45
2.4. Оценка надежности исходных данных 48
2.5. Погрешность геологических исходных данных 49
2.6. Оценка надежности горнотехнических и экономических исходных данных 52
2.7. Удельные технико-экономические показатели 54
2.8. Обоснование перспективных показателей производительности горнотранспортного оборудования 61
2.9. Обоснование исходных стоимостных показателей открытой разработки 64
2.10. Обоснование исходных стоимостных показателей подземной разработки 66

3. Методы и средства проектирования . . 69

3.1. Классификация технико-экономических задач проекта 69
3.2. Методы решения оптимизационных технико-экономических задач 74
3.3. Алгоритм решения основных задач горной части проекта карьера 76
3.4. Методы исследования операций и математического моделирования 80
3.5. Метод вариантов 84
3.6. Аналитический метод 87
3.7. Графический и графоаналитический методы 91
3.8. Погрешности расчетов при проектировании 92
3.9. Технические средства проектирования 98

4. Системы автоматизированного проектирования . 102

4.1. Общие сведения о САПР горного производства . . 102
4.2. Структура САПР горного производства 109
4.3. Технические средства САПР 114
4.4. Применение персональных компьютеров 121
4.5. Информационное обеспечение САПР 123
4.6. Подготовка графической информации для ввода ее в ЭВМ 129

5. Экономические основы проекта 133

5.1. Критерии экономической оценки технических решений . . 133
5.2. Приведение затрат и прибылей к одному моменту оценки 136
5.3. Технико-экономическая оценка в статических задачах . . 140
5.4. Технико-экономическая оценка в динамических задачах . 142
5.5. Приближенные расчеты затрат 143

5.6. Расчеты на ЭВМ для экономической оценки вариантов развития горных работ 148

6. Математическое моделирование объектов и процессов горного производства 153

6.1. Развитие методов моделирования 153
6.2. Объекты математического моделирования открытых разработок 154
6.3. Геоинформационный метод математического моделирования . . 158
6.4. Геоинформационная плотность математических моделей . . . 164
6.5. Виды математических моделей месторождений полезных ископаемых 169
6.6. Простые геометрические модели месторождения 176
6.7. Математическое моделирование бортов карьера 179
6.8. Математическое моделирование рабочей зоны карьера 182

7. Горно-геометрический анализ карьерных полей 191

7.1. Основы горно-геометрического анализа карьеров 191
7.2. Горно-геометрический анализ карьерного поля по методу А. И. Арсентьева для крутых и наклонных залежей 197
7.3. Горно-геометрический анализ карьерного поля по методу В. В. Ржевского для горизонтальных и пологих залежей 200
7.4. Линейный метод горно-геометрического анализа на поперечных геологических сечениях 202

8. Проектирование границ открытых разработок 205

8.1. Границы карьера и основные задачи при их обосновании . 205
8.2. Определение угла наклона нерабочих бортов карьера . . . 210
8.3 Конструкция и размеры транспортных берм 213
8.4. Коэффициенты вскрыши и горной массы 215
8.5. Экономические принципы определения границ карьера 220
8.6. Общая характеристика методов обоснования границ открытой разработки 222
8.7. Аналитические методы определения конечной глубины карьера . . 225
8.8. Проектные (традиционные) методы определения границ карьера 231
8.9. Динамические методы определения границ карьера с применением ЭВМ 233
8.10. Обоснование границ карьера на месторождениях со специфическими условиями 237

9. Проектирование развития горных работ в карьере 241

9.1. Рабочая зона карьера 241
9.2. Закономерности формирования рабочей зоны карьера 244
9.3. Критерии оценки направления развития горных работ в карьере . 246
9.4. Графоаналитический метод определения оптимального направления углубки 250
9.5. Определение скорости понижения горных работ 253
9.6. Системы открытой разработки 258

10. Проектирование вскрытия 265

10.1. Способы вскрытия 265
10.2. Порядок решения задач при проектировании вскрытия . . 268
10.3. Проектирование генплана 271
10.4. Поэтапное развитие отвалов 279
10.5. Проектирование промплощадки 281

11. Проектирование производственной мощности карьеров . . 286

11.1. Порядок определения производственной мощности карьера 286

11.2. Календарный план горных работ 290
11.3. Календарный режим работы карьера 292
11.4. Связь между количеством и качеством товарной продукции и полезного ископаемого 294
11.5. Факторы, ограничивающие производительность карьера . . 299
11.6. Упрощенный метод определения производительности карьера . . 307
11.7. Трансформация графика режима горных работ в календарный 312
11.8. Определение оптимальной производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше 321
11.9. Усовершенствованный комплексный метод проектирования производственной мощности карьера 324

12. Проектирование реконструкции карьера . . 328

12.1. Цель, причины и основные направления реконструкции . . . 328
12.2. Анализ современного состояния карьера и выбор целесообразного варианта реконструкции 332
12.3. Порядок проектирования реконструкции 335
12.4. Определение эффективности и особенностей горных работ при расширении контуров карьера 338
12.5. Автоматизированное проектирование экскаваторных отвалов при железнодорожном транспорте 342

13. Проектирование буровзрывных работ . 351

13.1. Общие положения 351
13.2. Выбор типа ВВ 352
13.3. Расчет расхода ВВ 356
13.4. Определение размеров опасных зон 359
13.5. Проектирование складов ВМ 363
13.6. Проектирование механизации взрывных работ . 370

Список литературы 379

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Хохряков Владимир Степанович

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Заведующий редакцией *Е. И. Кит*
Редактор издательства *О. И. Сорокина*
Технические редакторы *М. Л. Новикова, С. Г. Веселкина*
Корректор *Н. А. Громова*

ИБ № 8417

Сдано в набор 10.03.92. Подписано в печать 17.07.92. Формат 60×88¹/₁₆. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 23,52. Усл. кр.-отт. 23,52. Уч.-изд. л. 25,12. Тираж 1140 экз. Заказ 229/2436—1.

Издательство «Недра», 125047, Москва, Тверская застава, 3

Московская типография № 11 Министерства печати и информации Российской Федерации, 113105, Москва, Нагатинская, 1