

В.С.Хохряков

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Издание второе,
переработанное
и дополненное

Допущено Министерством
высшего и среднего
специального образования
СССР в качестве
учебника для студентов
вузов, обучающихся
по специальности
„Технология
и комплексная механизация
открытой разработки
месторождений полезных
ископаемых“



Москва „Недра“ 1980

УДК 622.271.012.3.001.63(075.8)

Хохряков В. С. Проектирование карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1980, 336 с.

Книга содержит сведения об организации и методах проектирования открытых горных разработок. Уделено внимание теоретическим и методическим основам проектирования с использованием ЭВМ. Дана технико-экономическая оценка вариантов технических решений с учетом факторов времени. Отражены свойства автоматизированного проектирования. Второе издание (1-е изд.— 1969) существенно отличается от первого. Внесены изменения и дополнения, вызванные новыми требованиями к проектированию в вопросах точности и достоверности экономической оценки эффективности технических решений, рационального использования природных ресурсов, окружающей среды, и другие вопросы.

Книга предназначена в качестве учебника для студентов горных вузов и факультетов по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых» (0209).

Табл. 84, ил. 91, список лит. 117 назв.

Рецензенты:

Коллектив кафедры открытой разработки рудных месторождений полезных ископаемых Криворожского горнорудного института и проф., д-р техн. наук А. И. Арсентьев.

Мировая добыча полезных ископаемых, составляющая в настоящее время около 10 млрд. т, ежегодно увеличивается на 4,5—5,5%. В нашей стране преобладающий объем полезных ископаемых добывается открытым способом. Общая добыча полезных ископаемых открытым способом в стране составляла в 1980 г. около 3,8 млрд. т при объеме вскрышных работ 3,9 млрд. м³.

Развитие горной промышленности, финансирование строительства и реконструкции горных предприятий осуществляются на основе проектов, в которых должны быть найдены оптимальные решения на много лет вперед. Слово «проект» возникло от латинского «proectus», 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, гидрологическими условиями и др.) и допустимым воздействием их на окружающую среду. В отличие от других природно-технологических комплексов (гидроэлектростанций, транспортных коммуникаций 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 оказывает значительное влияние на эффективность горного производства, рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и охрану окружающей среды, т. е. на те проблемы народного хозяйства, которым придется очень важное значение. Поэтому проектирование карьеров (особенно в условиях сложноструктурных многокомпонентных месторождений) является ответственной технико-экономической задачей большой сложности и трудоемкости, правильное решение которой тре-

бует не только большой эрудиции и глубоких знаний, но и творческого подхода, основанного на применении электронно-вычислительной техники и экономико-математических методов.

Данный учебник завершает цикл специальных дисциплин для подготовки горных инженеров по специальности 0209 и является продолжением фундаментальных курсов, изложенных в учебниках В. В. Ржевского «Процессы открытых горных работ» и «Технология и комплексная механизация открытых горных работ». Второе издание учебника существенно переработано, что вызвано новыми требованиями к проектированию (в вопросах точности и достоверности технико-экономических задач, оценки экономической эффективности технических решений, рационального использования природных ресурсов и охраны окружающей среды) и имеющимися достижениями в теории открытой разработки, в методике и средствах проектирования (быстро прогрессирующее применение ЭВМ).

§ 2—4 главы 9 и § 1—5 главы 10 написаны канд. техн. наук Л. А. Сорокиным, а глава 11 — канд. техн. наук А. В. Хохряковым.

Большую помощь при подготовке рукописи к изданию оказали сотрудники кафедры «Разработка месторождений открытым способом» Свердловского горного института, которым автор приносит глубокую благодарность. Автор выражает искреннюю признательность докторам техн. наук А. И. Арсентьеву, Ю. П. Астафьеву, кандидатам техн. наук В. Г. Близиюкову, Н. Д. Бевзу, А. М. Михайлову, горным инженерам П. И. Иванову, М. Г. Саканцеву, В. Г. Драчеву за ценные советы и замечания, позволившие улучшить книгу.

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

§ 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. Протодяконова, 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 проф. Б. И. Бокия.

В теории и практике проектирования угольных шахт в 50—70-х годах началось применение новых вычислительных методов и электронных вычислительных машин. В трудах профессоров К. К. Кузнецова, А. С. Бурчакова, Б. М. Воробьева, В. Г. Шорина, А. М. Курносова, С. В. Цоя, В. А. Харченко, Е. В. Петренко, канд. техн. наук А. И. Митейко развиваются идеи метода комплексной оптимизации проектных решений шахт. Проектными институтами Минуглепрома СССР во главе с Центрогипрошахтом разрабатывается система автоматизированного проектирования угольных шахт, карьеров и обогатительных фабрик.

При проектировании подземной разработки рудных месторождений в сложных горно-геологических условиях при высокой ценности руд наиболее важное значение имеет решение таких проблем, как обоснование производительности рудных шахт, технико-экономическая оценка и выбор систем подземной разработки, обеспечивающих наибольшую безопасность работы, высокую производительность труда, наилучшие экономические показатели, рациональное использование недр, снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого. Большой вклад в решение этих проблем внесли чл.-кор. АН СССР М. И. Агошков, профессора П. И. Городецкий, Д. М. Бронников, В. Р. Именитов, Г. М. Малахов, О. А. Байконуров, В. А. Шестаков, С. Л. Иофин и др.

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 горных инженеров М. И. Гобермана, С. И. Пилявского, А. И. Стешенко, И. А. Кузнецова, П. С. Бон-

даря, А. А. Штедингга и других, в которых было положено начало аналитическим методам определения границ карьеров и изучению факторов, определяющих эффективность открытой разработки.

Развитие теории проектирования открытых разработок в 40—50-х годах связано с именами акад. Н. В. Мельникова, профессоров П. И. Городецкого, Е. Ф. Шешко А. А. Старикова, П. Э. Зуркова, А. С. Фиделева, А. В. Бричкина, Б. П. Боголюбова, Н. Н. Мельникова, П. И. Томакова 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. Эта книга до сих пор служит пособием в учебном процессе и практике проектирования, так как 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 [4].

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 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 анализируются и обобщаются достижения открытых горных работ, формулируются проблемы их развития [7, 15].

Если ранее вопросы проектирования карьеров занимали в общей методологии проектирования горных предприятий небольшой раздел, то в этот период создается самостоятельная теория проектирования карьеров, возникают и активно работают научные школы акад. Н. В. Мельникова, чл.-кор. АН СССР В. В. Ржевского, профессоров А. И. Арсентьева, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова, школы Свердловского горного, Криворожского горнорудного и Магнитогорского горно-металлургического институтов и другие. В трудах М. В. Васильева, Б. А. Симкина, К. Е. Винницкого, С. И. Попова, Б. Н. Тартаковского, Ю. И. Белякова, В. П. Аксенова, И. И. Русского, Н. Н. Мельникова, П. И. Томакова, Ю. И. Анистратова, А. М. Мустафиной, Г. Г. Ломоносова, Р. С. Пермякова, Н. Я. Репина, В. А. Щелканова, П. П. Бастана, Ф. Г. Грачева и других ученых даны анализ и обобщение опыта проектирования, строительства и реконструкции карьеров, научное обоснование

и методики решения основных проблем открытой разработки месторождений.

Переломный момент в развитии методов проектирования карьеров наступил после появления трудов В. В. Ржевского и А. И. Арсентьева (конец 50-х — начало 60-х годов) [2, 12, 13], в которых были даны основы горно-геометрического анализа месторождений и динамического подхода к проектированию карьеров. Эти труды и появившиеся вскоре методы экономической оценки технических решений с учетом фактора времени [3, 17, 18, 19] заложили основы динамического поэтапного проектирования горных предприятий. 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.). При динамическом подходе осуществляется поэтапное проектирование, которое включает разделение проектируемого карьера на ряд этапов с промежуточными и перспективными контурами, различную детальность расчетов для разных этапов, включение в проект предполагаемых реконструкций (в основном вскрытия и транспортных коммуникаций), замену основного горнотранспортного оборудования, переоценку запасов полезного ископаемого и его кондиций, периодический пересмотр и корректировку первоначальных решений. Приемы динамического поэтапного проектирования начали появляться и складываться 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 [2, 9, 11, 12, 13, 22, 23] и в нормах проектирования и правилах технической эксплуатации [8, 10]. Если ранее горные предприятия, будучи относительно небольшими по масштабам и мощности, рассматривались как технологические объекты повышенной сложности, то в настоящее время в большинстве случаев они должны оцениваться как сложные многофакторные системы.

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 начались лишь в 70-х годах (вместе с внедрением в практику проектирования ЭВМ). Переход к более совершенным методам проектирования может быть осуществлен только на основе широкого применения ЭВМ и создания систем автоматизированного проектирования горных предприятий (САПР).

В 1975 г. начались работы вузов по программе САПР Минвуза РСФСР, имеющие 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. Работы по применению ЭВМ для проектирования горных предприятий развернулись также в ряде научно-исследовательских и проектных институтов (НИИКМА, ИГД Минчермета СССР, Казгипроцветмет и др.).

Как указывает В. В. Ржевский, в условиях роста масштабов добычи полезных ископаемых, ускорения темпов освоения новых месторождений и прогресса горной техники снижается эффективность упрощенных технико-экономических расчетов при проектировании горных предприятий, основанных на традиционных представлениях и качественных оценках. Проектирование горных предприятий стало сложным творческим процессом и связано с необходимостью одновременного комплексного учета большого числа факторов. Современный горный инженер-проектировщик является исследователем, перед которым поставлены задачи определения путей развития горной промышленности с высокими темпами технического прогресса и рационального использования полезных ископаемых, которые являются невозстановимыми природными ресурсами.

Электронная вычислительная техника качественно меняет технологию проектирования научных исследований, способы сбора, хранения и обработки информации. Автоматизированная система проектирования является новым мощным инструментом в руках проектировщика, реализующим его творческие замыслы, избавляющие его от чисто технической работы [14].

Автоматизация проектирования рассматривается в государственных планах развития народного хозяйства как «одна из важнейших государственных задач, фактор, во многом определяющий технический уровень, качество и эффективность в промышленности и строительстве на много лет вперед, т. е. наиболее полно отвечает требованиям, выдвинутому XXV съездом КПСС» («Правда», от 18 января 1977 г.). Разработка методов математического моделирования горных предприятий, которые являются природно-технологическими комплексами, развивающимися во времени и пространстве, а также методов их системного технико-экономического анализа в динамике и многофакторного прогнозирования, широкое применение ЭВМ и экономико-математических методов, автоматизированное изготовление проектной документации становятся основными направлениями проектирования.

§ 2. НАЗНАЧЕНИЕ ПРОЕКТА КАРЬЕРА

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;

стройбанком, 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:

выявляется экономическая целесообразность строительства;

устанавливаются наилучшие организационно-технические решения по организации и ведению строительства карьера с заданной производительностью в кратчайший срок при минимальных затратах;

устанавливаются наилучшие технические решения по безопасной разработке месторождения с максимальным экономическим эффектом.

Таким образом, назначение проекта карьера состоит в том, чтобы выявить оптимальные организационно-технические решения по строительству карьера и эксплуатации месторождения, реализация которых обеспечит максимальный экономический эффект. Последний достигается при правильном учете новейших достижений науки и техники, а также при творческом подходе ко всем задачам проекта. Достоверность и надежность проекта определяются достоверностью исходных данных, многовариантностью расчетов, учетом большого числа определяющих факторов.

В последнее время все большее значение приобретают требования сокращения сроков и трудоемкости проектных работ. Удовлетворить этим требованиям, сохранив или повысив надежность проектных решений, возможно лишь при автоматизации проектных работ (широком применении электронной вычислительной техники).

При проектировании горных предприятий необходимо учитывать большую зависимость горной технологии от природных факторов (недр, климата, рельефа поверхности) и отрицательное воздействие горных работ на окружающую среду (почву, воздух, воду и растительность). В проектах карьеров, кроме того, необходимо учитывать специфику открытых разработок (большие масштабы, динамику основных параметров).

В зависимости от назначения выполняются следующие *основные виды проектной документации* при проектировании карьеров.

1. Технико-экономическое обоснование (ТЭО) строительства или

реконструкции карьера или технико-экономический доклад (ТЭД).

2. Проект и технико-экономическое обоснование кондиций.

3. Задание на проектирование строительства или реконструкции.

4. Проекты земельного и горного отводов.

5. Техно-рабочий проект строительства или реконструкции.

6. Технический проект строительства или реконструкции.

7. Рабочие чертежи строительства или реконструкции.

8. Сводные и локальные сметы и сметно-финансовые расчеты.

9. Проект организации строительства.

10. Паспорт проекта.

11. Типовой проект.

12. Нормативные документы.

Кроме того, в ряде случаев выполняются комплексные проекты перспективного развития бассейна или района.

До составления техно-рабочего или технического проекта выполняется ТЭО, в котором 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 [6]. Собственно проектирование ведется в одну или две стадии. Решение о стадийности проектирования принимает организация, утверждающая ТЭО.

Одностадийное проектирование, при котором на основе утвержденного ТЭО выполняется техно-рабочий проект, применяется при несложных геологических и технических условиях. В техно-рабочем проекте технические, экономические расчеты и рабочие чертежи выполняются совместно.

При проектировании в две стадии на основе утвержденного ТЭО вначале выполняется технический проект (1-я стадия), а затем после утверждения технического проекта — рабочие чертежи (2-я стадия).

В техническом проекте в отличие от ТЭО выполняются детальные расчеты при решении задач и сметно-финансовые расчеты. В техническом проекте должна обеспечиваться высокая точность определения технико-экономических показателей. Проектная документация на стадии технического проекта представляется в виде пояснительной записки и чертежей в уменьшенном виде. На стадии рабочих чертежей осуществляются детализация и корректировка проектных решений по отдельным объектам и сооружениям. 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 гор-

ной 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 осуществляются все виды строительных работ. Двухстадийное проектирование применяется при строительстве крупных и сложных промышленных комплексов, а также в случае проектирования новой технологии производства.

Завершенный проект карьера, представляемый в пяти комплектах, включает чертежи, пояснительную записку к ним, смету, паспорт проекта и различные приложения, включающие исходные положения, задание на проектирование, справку на утверждение запасов, документы о согласовании и утверждении проектных решений и др. Чертежи изготавливаются в нескольких экземплярах в виде свето- и фотокопий черно-белого цвета. В связи с этим в оригиналах, изготавливаемых конструктором-проектировщиком, как правило, не допускаются различные цвета. Чертежи изготавливаются 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, заказчик, подписи руководителей организации, 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. Так, для карьеров Минчермета СССР он содержит пояснительную записку на 1400—2500 страницах и 180—330 листов чертежей. Паспорт технического проекта выполняется в соответствии с инструкцией и содержит в сжатом виде все основные результаты проекта, а также краткую характеристику исходных данных, современного состояния карьера и перспектив развития.

§ 3. СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА КАРЬЕРА

Проект состоит из введения и 11 частей: геологической, горной (технологической), горномеханической, обогатительной, энергетической, строительной, транспортной, экономической, сметной, охраны среды, организации строительства. Содержание и порядок изложения частей проекта карьера могут быть различными в зависимости от горно-технических условий и ведомственной принадлежности карьера. Наиболее распространенный порядок изложения отдельных разделов проектного задания следующий:

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 нормативных положений. Технико-экономическая справка представляет собой краткий конспект основных частей проекта, которые излагаются во введении или в виде отдельной пояснительной записки (паспорта). В технико-экономической справке 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 (производительность труда трудящихся и их число, 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 и выработки;

- качественная характеристика полезного ископаемого и возможность его комплексного использования, возможность использования 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-обогачительных 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 распределением, 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 перевозка рабочих (снабжение питьевой водой, медпункты, доставка людей на объекты работ, пункты обогрева, защита от солнца, ветра и др.).

IV. *Горномеханическая часть* (водоотливные, компрессорные, вентиляторные и подъемные установки, магистральные конвейеры, экскаваторы; организация ремонтных работ и снабжение запасными частями).

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

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

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

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

IX. *Охрана окружающей среды*.

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, горной массы) на промышленное строительство.
6. Годовые эксплуатационные затраты в расчетном году.
7. Спичочная численность трудящихся.
8. Сменная производительность труда трудящегося по сырой руде и горной массе.
9. Себестоимость сырой руды.
10. Затраты на 1 м³ 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, на приобретение и монтаж оборудования; единичные расценки на отдельные виды работ; калькуляция стоимости материалов и изделий; сметы и расчеты стоимости 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).

Для карьеров Минчермета СССР технический проект, как правило, должен состоять из следующих 11 томов.

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

Том II. Технологическая часть (геолого-промышленная характеристика месторождения, горные работы, горномеханические установки, транспорт, отвальное хозяйство, генеральный план, электроснабжение и электрооборудование, ремонтное и складское хозяйство, дробильно-сортировочная фабрика).

Том III. Автоматизация, диспетчеризация, связь и сигнализация.

Том IV. Организация управления, производства и труда.

Том V. Строительная часть (здания и сооружения), внутренняя сантехника.

Том VI. Теплоснабжение, газоснабжение, водоснабжение, канализация.

Том VII. Защита атмосферы от выбросов промышленного узла.

Том VIII. Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны.

Том IX. Организация строительства и пусковой комплекс.

Том X. Заказные спецификации и заявочные ведомости оборудования.

Том XI. Сметная часть.

Кроме того, специализированными организациями могут разрабатываться и выделяться в самостоятельные части проекта обогатительная фабрика, проект осушения месторождения (в случае сложных гидрогеологических условий), ТЭЦ, поселок или город, автобаза, стройбаза, внешний транспорт, внешнее электроснабжение, внешнее водоснабжение и вентиляция, внешняя связь, внешнее газоснабжение, внешнее теплоснабжение, внешняя канализация, электрификация железнодорожного транспорта, большие искусственные сооружения (мосты, путепроводы, пешеходные мосты и др.).

Эталоном технического проекта предусматривается следующее содержание томов I и II.

Том I. *Общая характеристика предприятия.* В пояснительной записке даются существующее состояние предприятия (для проекта реконструкции действующего предприятия), основание для разработки проекта, краткая история проектирования и строительства, основные выводы ранее выполненных проектных работ (ТЭО, ТЭД и др.), изменения, внесенные в ранее намечавшиеся проектные решения вышестоящими утверждающими инстанциями, рассматриваемые в проекте варианты основных технических решений, состав предприятия по проекту (краткое изложение), удельный вес строительно-монтажных работ, выполненных по типовым и повторно примененным проектам, сведения об использованных в проекте изобретениях с указанием номера авторских свидетельств, сведения о проведенных согласованиях, требованиях к другим отраслям народного хозяйства, возникающие в связи со строительством предприятия, перечень необходимых научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ и сроки их выполнения.

К общей пояснительной записке прилагаются задание на проектирование, протокол утверждения запасов ГКЗ, протокол утверждения ТЭО, акт выбора площадок для строительства, справка о патентной чистоте проекта с патентным формуляром. Объем записки 30—40 страниц, включая приложения на 10—15 страницах. Записка составляется главным инженером проекта.

В паспорте проекта содержатся основные сведения о современном состоянии предприятия и о его развитии на ближайшую перспективу, характеристика месторождения и карьера, а также основные проектные решения и показатели по всем частям проекта. К паспорту прилагаются фотографии основных чертежей (обзорной карты района, плана месторождения, типичного геологического разреза, плана карьера на конец отработки, схемы грузопотоков, графики развития производительности карьера, генерального плана предприятия и др.). В паспорте приводятся сведения

о затратах на строительство и технико-экономические показатели предприятия.

В технико-экономической части приведены сведения о заводах-потребителях, требованиях к качеству продукции, производительности предприятия, номенклатуре продукции (включая комплексное планирование сырья), сроках строительства, пусковом комплексе. Даны характеристика и экономическая оценка ресурсов месторождения, запасы, типы и сорта руд, кондиции на руду, перспективы прироста запасов, использование забалансовых руд, состав предприятия, его производительность, узкие места производства, состояние оборудования, отчетные и плановые технико-экономические показатели (для реконструируемых предприятий), анализ освоения проектных показателей по ранее разработанному и осуществленному проекту, состав предприятия по проекту, краткая характеристика технологических проектных решений (для всех рассматриваемых вариантов), энерго-, водо- и теплоснабжение, вскрытие месторождения, система разработки, вид транспорта, горное и транспортное оборудование, характеристика технологических схем дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик, хвостового хозяйства, электро-, водо- и теплоснабжение, удаление сточных вод, организация ремонтного и складского хозяйства, бытовой комбинат, размер и структура капитальных затрат по главам сводной сметы и сводки затрат, основные производственные фонды и оборотные средства предприятия, удельные капитальные затраты, их сравнительный анализ, объем и сроки строительства, сведения о наличии местных ресурсов (рабочей силы, материалов), сведения о численности промышленно-производственного персонала и о производительности труда, расчет годовых эксплуатационных затрат по процессам производства и элементам затрат, анализ показателей себестоимости продукции, оптовые цены на продукцию предприятия и его рентабельность, анализ рентабельности, сроки окупаемости капитальных затрат, народнохозяйственное значение проектируемого предприятия, сводный анализ основных технико-экономических показателей проектируемого предприятия, сравнение с показателями передовых отечественных и зарубежных предприятий и с другими проектами, народнохозяйственная эффективность строительства предприятия, выводы на 2—3 страницах, сводка технико-экономических показателей проекта на 5—15 страницах.

Том II. *Технологическая часть* содержит сведения о геолого-промышленной характеристике месторождения, горных работах и о горномеханических установках.

Геолого-промышленная характеристика месторождения включает геологическую характеристику, характер рельефа, абсолютные высоты и относительные превышения, сведения о наличии рек и озер в районе месторождения, положение месторождения в общей геологической ситуации, сведения о вмещающих породах по всисячему и лежащему боку, сведения о покрывающих породах и их

мощности по участкам, о внутреннем строении тел полезного ископаемого, зональности, мощности зон, характеристику рудных тел по форме, мощности, протяженности, простиранию и падению, углам падения, характеристику мощностей рудных и нерудных прослоев в рудных телах, соотношение природных и технологических типов и разновидностей руд в пространстве, перечень важнейших, второстепенных и сопутствующих (аксессуарных) рудных и нерудных минералов в рудах, структурно-текстурные разновидности руд, их связь с сортами руды и количественные соотношения в рудных телах, залежах или участках, гистограмму распределения важнейших компонентов в технологических типах руд, полный химический состав руд в недрах и с учетом разубоживания, химический состав примешиваемых пород, физико-механические свойства руд и вмещающих пород, запасы, утвержденные ГКЗ, номер протокола и дата утверждения, баланс запасов по месторождению на дату составления проекта, условия выделения промышленных запасов, принятых в техническом проекте, их отличие от кондиций, по которым утверждались запасы, балансовые и забалансовые запасы руд в границах карьера, запасы, остающиеся в бортах и под дном карьера, по категориям, оценку перспектив месторождения по запасам.

Гидрогеологические данные: перечень водоносных горизонтов с указанием типа подземных вод, водовмещающих пород, области питания, распространения и разгрузки, режима, граничных условий, мощности, водообильности, водопроницаемости и химического состава, взаимосвязь подземных вод с поверхностными; данные об атмосферных осадках; сведения о степени участия отдельных водоносных горизонтов в обводнении карьера, мощность горизонта (напор), коэффициент фильтрации пьезопроводимости или уровнепроводимости, проводимость, радиус влияния, результаты расчета водопритоков в карьер за счет подземных и поверхностных вод в различные периоды разработки, мероприятия по осушению карьера.

Инженерно-геологические данные: литологический состав пород, их физико-механические свойства, структура, текстура, условия залегания, поверхности ослабления, характер и степень выветрелости и трещиноватости, степень обводненности (с указанием гидростатического и гидродинамического давления), анализ факторов, влияющих на устойчивость пород в откосах, плотность, сцепление, угол внутреннего трения пород, угол трения по поверхности ослабления, коэффициент структурного ослабления, размер структурных блоков, результаты расчета устойчивости бортов карьера и отвалов, мероприятия по обеспечению устойчивости бортов карьера (заоткоска уступов, искусственное укрепление, противофильтрационные мероприятия, способ производства буровзрывных работ при подходе к предельному контуру и др.), сводная таблица объемов выполненных геологоразведочных, гидрогеологических и инженерно-геологических работ, подлежащие ре-

шению с помощью дополнительной разведки задачи по уточнению контуров запасов, их качественной и технологической характеристики, по гидрогеологии, инженерной геологии, по определению безрудности площадей, подлежащих застройке, источников водоснабжения, сроки выполнения работ, объемы и перечень работ эксплуатационной разведки в период строительства и расчетном году, объемы лабораторных работ, оборудование для эксплуатационной разведки и опробования.

В разделе горных работ дается существующее состояние горных работ (для реконструируемых предприятий), выбирается методика оконтуривания, определяется экономически целесообразный коэффициент вскрыши, приводятся значения параметров, принятые для построения плана карьера на конец разработки (угол откоса уступов в конечном положении, угол откоса борта карьера, ширина брем, высота уступов в конечном положении), значения основных параметров карьера (длина и ширина по верху и по низу, глубина), запасы руды и объем пустых пород в контуре карьера, средний коэффициент вскрыши, распределение запасов руды и пустых пород по эксплуатационным слоям, перспективный контур карьера с учетом запасов категории C_2 и его краткая характеристика, факторы, ограничивающие производительность карьера, возможная производительность карьера по горнотехническим условиям, принимаемая производительность карьера по руде, график изменения производительности карьера по руде и горной массе, срок сохранения стабильной производительности карьера по руде и горной массе, срок существования карьера, режим работы карьера, число рабочих дней в году, число смен в сутки для отдельных видов горных работ и отдельных процессов, годовая, суточная, сменная производительность карьера по руде, пустой породе и горной массе, порядок производства вскрышных и добычных работ, высота уступов, ширина рабочих площадок, тип горнотранспортного оборудования, интенсивность подвигания уступов, годовое понижение горных работ в различные периоды, местоположение вскрывающих выработок относительно залежи, обоснование размеров потерь и разубоживания, обоснование принципиальной схемы вскрытия месторождения (с учетом условий залегания, рельефа поверхности, принятой системы разработки, вида технологического транспорта и обеспечения требуемого качества сырья), отметки рабочих горизонтов карьера и поверхности, местоположение вскрывающих выработок и их число, способ подготовки горизонтов к эксплуатации, исходные данные для составления календарного плана горных работ, календарный план горных работ по годам, границы выемочных участков, график работы экскаваторов и качественная характеристика руды, отгружаемой на фабрику (по годам до достижения карьером проектной производительности), подготовленные к выемке запасы руды по годам, срок освоения проектной производительности. Распределение объемов работ по наиболее характерным периодам после достижения карьером проектной производи-

тельности, обоснование необходимости временной консервации рабочего борта карьера, его параметры и сроки отработки, описание технологической схемы производства горных работ, тип бурового и погрузочного оборудования и его производительность, расчет числа единиц оборудования, тип ВВ, удельный расход ВВ, организация взрывных работ (годовое и месячное число массовых взрывов, объем массового взрыва, количество одновременно взрываемого ВВ и др.), параметры взрывных работ (сетка скважин, число рядов и др.), механизация заряжения и забойки скважин, расчет числа единиц оборудования, емкость базисного склада (число и емкость хранилищ), механизация погрузочно-разгрузочных работ на складе ВМ, расходный склад ВМ, пункт загрузки зарядных машин, число единиц оборудования для механизации работ по дроблению негабарита, заоткоске и оборке уступов, очистке берм, обоснование объема горно-капитальных работ и способ их выполнения, распределение объема горно-капитальных работ по годам, документы по охране труда и технике безопасности, положенные в основу составления технического проекта, дополнительные мероприятия по охране труда и технике безопасности при использовании нового оборудования, новых процессов, новых технологических схем, мероприятия по пылеподавлению и проветриванию карьеров, технико-экономические показатели по горной части.

В горномеханической части приводятся описание потребителей сжатого воздуха, их местоположение в карьере и данные о характере расположения и частоте перемещения механизмов, режим работы карьера и потребителей сжатого воздуха, число потребителей, количество воздуха, потребляемого отдельными механизмами, выбор мощности, типа и числа передвижных компрессорных станций (с учетом резервных), гидрогеологические особенности карьера, назначение водоотливных установок, максимальный и нормальный притоки воды, горизонты расположения полустационарных (передвижных) водоотливных установок, данные об агрессивности вод, выбор типа и числа насосов, насосной станции, нагнетательного трубопровода, поверочные расчеты по напору и производительности с учетом потерь в трубопроводах, тип и число передвижных насосных установок для удаления воды из отдаленных и пониженных мест, тип и число единиц оборудования для водопонижающих скважин, годовая производительность карьера по руде и породе по годам, режим работы карьера, плотность руды и пустой породы, коэффициент разрыхления, тип экскаваторов, часовая производительность экскаваторов, размеры карьера по поверхности и дну, глубина карьера, выбор вида транспорта, описание транспортной схемы при комбинированном транспорте, выбор вида тяги по укрупненным технико-экономическим расчетам, краткое описание размещения объектов (отвалов пустых пород, промплощадки и др.), путевой схемы железнодорожного транспорта, устройств водоотвода от железнодорожных путей, тип водопропускных искусственных сооружений, график ввода в эксплуатацию железно-

дорожных путей по годам, механизация путевых работ, штат трудящихся и ведомость необходимых механизмов для текущего содержания постоянных и передвижных железнодорожных путей, краткая техническая характеристика подвижного состава, определение оптимального веса состава и руководящего уклона, парк подвижного состава, расход материалов, организация движения, описание грузопотоков, показатели работы, поездная работа карьерного транспорта, организация тяги поездов при двойной тяге, размеры движения на расчетный год (оформляются в виде таблицы), расчет числа железнодорожных путей, проверка пропускной способности основных перегонов, технико-экономические показатели работы железнодорожного транспорта, выбор типа автосамосвалов на основании укрупненных технико-экономических расчетов, описание расположения площадок строительства и принципиальной схемы автомобильных дорог, тип дорожного покрытия и конструктивных элементов, устройства водоотвода от автодорог, тип водопропускных искусственных сооружений, график ввода в эксплуатацию автомобильных дорог по годам, парк автосамосвалов и хозяйственных машин, расход эксплуатационных материалов по технологическому и хозяйственному транспорту, технико-экономические показатели работы автотранспорта, данные для проектирования конвейерного транспорта, режим работы и производительность погрузочного агрегата, крупность и плотность транспортируемой горной массы, длина конвейерной линии и угол подъема (наклона) конвейеров, отметки точек загрузки и разгрузки конвейера, расчет конвейеров и выбор оборудования, тип конвейерной ленты, определение скорости движения и ширины ленты, мощность приводных двигателей, тип конвейера (передвижной, стационарный), число конвейеров в линии, технико-экономические показатели работы конвейерного транспорта, размещение и емкость отвалов, механизация отвальных работ, выбор способа отвалообразования, тип и число единиц оборудования, необходимого для отвалообразования, краткое описание станции примыкания к железной дороге общего пользования, подъездной железнодорожной ветки к проектируемому предприятию и станции погрузки готовой продукции, организация движения поездов по подъездной железнодорожной ветке, краткая характеристика подъездной автомобильной дороги, примыкающей к автомобильной дороге общего пользования.

В разделе генерального плана предприятия приводятся состав и характеристика существующего дробильно-сортировочного или обогатительного комплекса, размещение и состояние объектов предприятия, решения генерального плана (включая перечень и краткую характеристику всех объектов), обоснование проектной схемы генерального плана, инженерная подготовка территории (включая отвод русла рек и ручьев, организацию внешнего водоотлива, осушение территории застройки и др.), планировочное ре-

шение по площадкам нового строительства (включая перечень и характеристику основных объектов промплощадки, баланс ее территории, технико-экономические показатели строительства, вертикальную планировку, благоустройство и объем работ по новым площадкам), проектное решение по базисному складу ВВ, мероприятия по восстановлению территории после отработки месторождения, организация вахтерской и пожарной охраны предприятия.

Приводятся технико-экономические показатели по транспорту, отвалному хозяйству и генеральному плану.

К технологической части относятся также электроснабжение и электрооборудование, ремонтное и складское хозяйство, дробильно-сортировочная фабрика.

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

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОЕКТНЫХ РАБОТ

Проектные и изыскательские работы для промышленного строительства выполняются проектными и изыскательскими организациями на основании договора с организацией-заказчиком проекта.

Проектирование горных предприятий осуществляется проектными институтами, каждый из которых, как правило, обслуживает определенную отрасль промышленности или группу карьеров в данной отрасли. Группы карьеров выделяются по географическому признаку, по 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 (например, Унипромедь, УкрНИИпроект и др.). Проектирование отдельного объекта может осуществляться одним из проектных институтов, а проектирова-

ние 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 субподрядной 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, отдел 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 проекта 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.

Решение основных вопросов проекта, оформление проектов и смет, порядок их согласования и утверждения регламентируются утвержденными инструкциями, нормами и правилами. С июля 1976 г. действует инструкция СН-202-76. Кроме этой инструкции действуют следующие директивные документы: «Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», «Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом», «Нормы технологического проектирования отрасли» (угольной промышленности, черной металлургии, цветной металлургии, промышленности стройматериалов и др.), «Единые правила безопасности при взрывных работах», «Санитарные нормы проектирования

промышленных предприятий», «Перечень действующих общесоюзных нормативных документов по строительству». Проектные организации должны руководствоваться законами СССР, указами Президиума Верховного Совета СССР, решениями Советского правительства.

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.

При проектировании карьеров Минчермета СССР руководствуются также «Эталоном технического проекта строительства (реконструкции) горнодобывающего предприятия с открытым способом разработки», выполненным Гипрорудой.

Время, в течение которого выполняется проект, можно разделить на три периода. В первом периоде выполняются предпроектные работы, во втором — собственно проектирование в две или три стадии. В третьем периоде проект утверждается и сдается заказчику.

К предпроектным относятся следующие работы:

- изучение материалов, служащих основанием для составления задания, и сбор основных исходных данных (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 сооружений отвалов, трасс коммуникаций;

- инженерно-геологическое исследование площадок и трасс;

- агрохимическое и биологическое исследования 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, научно-исследовательские работы и часть изыскательских работ, которые

необходимы для получения исходных данных и предварительной технико-экономической оценки вариантов техники и технологии.

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. В предпроектный период разрабатываются проекты кондиций, ТЭД и ТЭО.

Период проектирования начинается после получения утвержденного задания и заключения договора с заказчиком. В этот период выполняются работы по сбору и обработке материалов для проектирования, экономические и технические изыскания, изучаются местные условия, согласовываются проектные решения и осуществляется собственно проектирование.

Изыскательские и научно-исследовательские работы проводятся с целью уточнения исходных данных для проектирования. 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 электропередач, топографической съемки площадок, выявления источников водоснабжения, изучения климатических особенностей.

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, стои-

мость 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.

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 5—7 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, позволяющих существенно сократить сроки проектирования.

В процессе проектирования карьера решения по отдельным вопросам проекта должны быть согласованы с соответствующими заинтересованными ведомствами и организациями. Например, границы горного отвода согласуются с Министерством геологии и охраны недр СССР, 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 охраны, с местными органами рыбоохраны и другими организациями и ведомствами, 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 и 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 в Госстрое СССР или в Госстрое союзных республик. После экспертизы проекты утверждаются в республиканских или союзных министерствах и ведомствах (в зависимости от сметной стоимости строительства), а проекты наиболее крупных предприятий — в Совете Министров союзных республик или в Совете Министров СССР.

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

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. Л., ЛГИ, 1973.
2. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., Госгортехиздат, 1961.
3. Астахов А. С. Динамические методы оценки эффективности горного производства. М., Недра, 1973.
4. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
5. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Госгортехнадзор СССР. М., Недра, 1972.
6. Инструкция по разработке проектов и смет для промышленного строительства (СН-202-76). М., Госстрой СССР, 1976.
7. Мельников Н. В. Добыча полезных ископаемых открытым способом. М., Углетехиздат, 1954.
8. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М., Гипроцветмет, 1975.
9. Определение главных параметров карьера/А. И. Арсентьев, О. В. Шпанский, Г. П. Константинов и др. М., Недра, 1976.
10. Правила технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом. М., Недра, 1972.
11. Проектирование карьеров/В. С. Хохряков, А. Т. Шелест, Г. П. Молтусов и др. М., Недра, 1969.
12. Ржевский В. В. Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. М., Углетехиздат, 1957.
13. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьера. М., Metallurgizdat, 1956.
14. Ржевский В. В. Создание инженерных кадров для горной промышленности. — Горный журнал, 1977, № 11, с. 19—22.
15. Теория и практика открытых разработок. Под ред. акад. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1973.
16. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых, ч. 2/М. Г. Новожилов, В. С. Хохряков, Г. Д. Пчелкин и др. М., Недра, 1971.
17. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. М., Экономика, 1969.
18. Хохряков В. С. Учет одновременности затрат при открытой разработке месторождений. — Горный журнал, 1962, № 7, с. 21—26.
19. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений этапами. — Известия вузов. Горный журнал, 1965, № 10, с. 19—26.
20. Хохряков В. С. Техничко-экономические основы создания математической модели карьера. — Известия вузов. Горный журнал, 1963, № 11, с. 10—14.
21. Шешко Е. Ф., Ржевский В. В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат, 1958.
22. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров. В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.
23. Юматов Б. П., Бунин Ж. В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

§ 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

Перечень исходных данных, необходимых для проектирования, зависит от сложности объекта проектирования, геологических и технико-экономических условий, в которых будет находиться объект. 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. Подробный перечень исходных материалов, необходимых для проектирования, устанавливается проектным институтом в предпроектный период и высылается заказчику. Последний должен запрошенные материалы представить к началу проектирования. Исходные материалы, необходимые для проектирования реконструкции предприятия, должны содержать, кроме того, обширную характеристику реконструируемого предприятия. 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 работ, способа вскрытия и системы разработки, технологические карты и паспорта основных видов работ, оценка устойчивости бортов и отвалов, влияния горных работ на окружающую среду, оценка технико-экономических показателей предприятия и отдельных его цехов и др. Например, в Уралгипроруде для проектирования горнодобывающих предприятий с открытым способом разработки (горно-геологическая часть) принят следующий *перечень исходных данных*.

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 ККЗ о выполненных геологоразведочных работах.
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, 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.

Для реконструируемых объектов

18. Производственная программа на текущий год и перспективный план на последующие годы.
19. Оставшиеся объемы руды и вскрыши в контуре карьера на момент проектирования.
20. Непогашенный объем вскрыши с начала работ.
21. 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).
22. Тип и число единиц применяемого основного и вспомогательного горного оборудования и степень его износа.
23. Достигнутая производительность оборудования.
24. Технико-экономические показатели предприятия (себестоимость продукции, производительность труда и др.).
25. Фактические потери и разубоживание.
26. Организация и параметры буровзрывных работ (сетка скважин, число рядов, тип ВВ, удельный расход ВВ, объем массовых взрывов).
27. Гранулометрический состав взорванной горной массы и выход негабарита.
28. Способ вторичного дробления.
29. Фактические и ожидаемые притоки воды в карьер, способ и организация водоотлива.
30. Емкость и состояние базисного и расходного складов.
31. Способы доставки к месту работы людей и материалов.
32. Фактическая производительность труда рабочего карьера.
33. Отчет о выполненных горно-капитальных работах.
34. Средства и степень усреднения руды в карьере.

35. Топографическая основа поверхности месторождения в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000.

36. Маркшейдерский план (для реконструируемых объектов) на текущий год и на начало проектирования в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000.

37. Геологические разрезы в масштабе 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000, 1 : 5000 с контурами обработанных участков на начало проектирования.

38. Геологическая карта месторождения в масштабе 1 : 1000, 1 : 2000.

39. Число годовых планов (при рабочем проектировании).

40. 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 вопросы строительства, увязывается проектирование 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 основным исходным документом, обязательным для всех организаций, принимающих участие в проектировании данного объекта. В нем приводятся сведения: основание для проектирования (постановление Совета Министров СССР и др.);

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.

§ 2. ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Для проектирования карьера необходимы следующие геолого-разведочные материалы.

1. Сводный геологический отчет по детальной разведке месторождения, включающий краткую промышленно-экономическую характеристику района, геологическую характеристику месторождения, качественную и технологическую характеристику 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, характеристику земельных и лесных угодий, водоемов, рек, насаждений и другие сведения, необходимые для решения задач охраны окружающей среды.

2. Гидрогеологический отчет, включающий гидрогеологическую характеристику месторождения, основные параметры водоносных горизонтов, химический анализ подземных вод, ожидаемые притоки подземных, атмосферных и паводковых вод.

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

4. Топографическую карту района в масштабе 1 : 1000 — 1 : 50000, 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 : 1 000 — 1 : 5 000, планы изомощностей или изолинии почвы и кровли для пологих месторождений.

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

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.

§ 3. 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 ба-

лансовых запасах должно быть определенное количество запасов категорий А, В и C_1 .

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 развития 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 разработки 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 твердых полезных ископаемых», отраслевыми инструкциями, заданиями на проектирование горного предприятия. Например, согласно «Нормам технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик» [5] на месторождениях простого строения запасы по категориям А + В должны составлять не менее 50 % общих запасов категорий 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, подготовленные для промышленного освоения месторождения разделены на три группы.

К первой группе относятся месторождения простого строения с выдержанной мощностью залежи полезного ископаемого, равномерным распределением полезных компонентов и с запасами категорий А + В не меньше 30 % (в том числе запасы категории А не менее 10 %).

Ко второй группе относятся месторождения сложного строения с невыдержанной мощностью залежей, неравномерным распределением полезных компонентов и с запасами категории В не менее 20 %.

К третьей группе относятся месторождения очень сложного строения с запасами категории C_1 .

При определении контуров карьера и зон обрушения, расположения сооружений, подъездных путей и отвалов должны учитываться запасы категории C_2 и забалансовые запасы.

Запасы подсчитываются на основе детальной разведки и после утверждения в ГКЗ передаются проектной организации для про-

ектирования. Например, по одному из месторождений, представленному двумя пластами выдержанной мощности, в ГКЗ утверждены следующие запасы (табл. 2.1) [8].

Для крутых и наклонных месторождений сложного строения в проектной организации выполняется следующий подсчет запасов. На основе поперечных геологических разрезов и погоризонтных планов через каждые 100 или 200 м по глубине строят погоризонтные планы через каждые 15—30 м (интервал, равный высоте уступа). Определяют балансовые запасы как сумму горизонтальных слоев. Подсчитывают промышленные запасы, т. е. запасы в границах карьера, которые подлежат извлечению согласно проекту разработки. Разница между балансовыми и промышленными запасами представляет собой потери запасов, предусмотренные проектом по горно-геологическим, гидрогеологическим и горнотехническим условиям (за контуром карьера и в охранных целиках под водоемы, сооружения и др.). Подсчитывают в целом по карьере (по горизонтам, участкам, геологическим блокам) эксплуатационные запасы по категориям А, В, С₁ и по сортам. Эксплуатационные запасы определяются на основе промышленных запасов с учетом эксплуатационных потерь и разубоживания. На основе эксплуатационных запасов определяют производительность карьера, его срок службы и календарный план работы. Подсчитывают объем и массу полезных и вредных компонентов, их содержание в целом по карьере, по отдельным горизонтам, участкам и залежам. Определяют количество и качество полезного ископаемого, выдаваемого из карьера. Подсчитывают объем вскрыши по видам в целом по карьере, по отдельным горизонтам и участкам. Подсчитывают объемы горной массы.

В зависимости от формы и структуры месторождения, вида графической и табличной исходной геологической документации при ручном подсчете запасов используются способы среднего арифметического, блоков, разрезов и объемной палетки проф. П. К. Соболевского [9].

Построение погоризонтных планов и подсчет запасов полезного ископаемого являются весьма трудоемкой и длительной работой.

Т а б л и ц а 2.1

Запасы	Количество запасов полезного ископаемого (тыс. т) по категориям			
	А	В	С ₁	С ₂
Балансовые	11 460	45 992	103 708	503 000
Забалансовые по горно-техническим условиям	Нет	739 000	72 425	39 860
Забалансовые	»	Нет	40 308	13 832

В связи с этим поставлена задача применения ЭВМ для подсчета запасов. Опыт работы Гипроцветмета, Уралгипрошахта, Унипро-меди подтверждают возможность автоматизации подсчетов запасов при проектировании карьеров.

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. Техничко-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 [2]. Кондиции на минеральное сырье для месторождений металлов и нерудного сырья должны включать следующие требования:

Т а б л и ц а 2.2

Показатели	Конди- ции	Показатели	Конди- ции
Геологические запасы категории С ₁ , млн. т	126,4	Затраты на добычу 1 т руды, руб.	1,621
Геологические запасы для открытых работ, млн. т	94,9	» на обогащение 1 т руды, руб.	2,36
Извлечение запасов открытым способом, %	75	» на выемку 1 м ³ вскрыши, руб.	0,773
Бортное содержание для оконтуривания балансовых запасов, %	1	Капитальные затраты на 1 т руды, руб.	22,5
Стоимость 1 т полезного компонента, руб.	84	Срок отработки запасов при годовой производительности карьера 3,5 млн. т, годы	30
Минимальное промышленное содержание полезного компонента в подсчетном блоке, %	1,95	Годовая прибыль, млн. руб.	8,69
Минимальная мощность рудных тел, включаемых в запасы, м	5	Окупаемость капитальных затрат, годы	9,47
Максимальная мощность породных прослоек и бедных руд, включаемых в запасы, м	7,5	Приведенные затраты на 1 т руды, руб.	6,47

минимальное промышленное содержание полезного компонента, 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;

максимальную глубину 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 в табл. 2.2 приведены кондиции, которые были приняты при проектировании одного из карьеров.

§ 4. ПОГРЕШНОСТЬ 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 качественных характеристик также за-

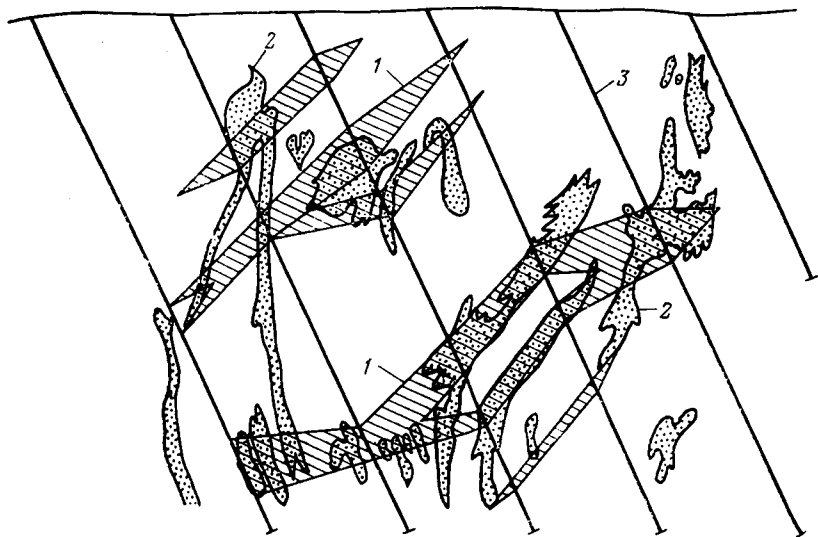


Рис. 2.1. Контуры рудных тел на поперечном разрезе:

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

висит 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.

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.

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 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 уравниваются.

Общая погрешность при ручном подсчете запасов с использованием графических моделей месторождений определяется по формуле

$$\Sigma \Delta = \Delta_r + \Delta_n + \Delta_o + \Delta_m + \Delta_t, \quad (2.1)$$

где Δ_r — погрешность, зависящая от степени сложности строения месторождения; Δ_n — погрешность измерений; Δ_o — погрешность опробования; Δ_m — погрешность моделирования; Δ_t — погрешность расчетов.

При проектировании достоверность запасов оценивается по их категориям (табл. 2.3), которые устанавливаются при подсчете запасов геологоразведочными организациями и утверждаются в ГКЗ.

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 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.

Т а б л и ц а 2.3

Страна	Погрешность подсчета запасов (%) по категориям			
	A	B	C ₁	C ₂
СССР	15—20	20—30	30—60	60—90
Болгария	10—20	30	50	—
Венгрия	10—20	35	50	100
ГДР	5—20	40	60	100

Примечание. Для СССР погрешность подсчета запасов в отдельных геологических блоках принята по В. М. Крейтеру, для ГДР — по Г. Ре.

Погрешность определения мощности и угла падения залежи 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. Протодяконова) — не более 2—3 единиц.

К горнотехническим данным относятся параметры, характеризующие размеры и состояние горных выработок и сооружений и технические показатели горнотранспортного оборудования. Теоретические данные соответствуют принятым при проектировании идеальным горнотехническим условиям. Они определяются расчетным путем с высокой степенью точности и служат для сравнения и оценки различных машин между собой, а также для оценки технических возможностей той или иной машины. Эксплуатационные данные, которые используются при проектировании, должны соответствовать действительным горнотехническим условиям. Степень этого соответствия определяет их точность. Эксплуатационные данные обычно отличаются от теоретических настолько, насколько действительные условия отличаются от расчетно-конструктивных условий. Например, теоретическая продолжительность цикла экскаватора может быть определена из условия угла поворота экскаватора к разгрузке (равного 90°) и черпания горной массы из однородного забоя нормальной высоты. В действительности эти условия могут меняться в широких пределах. Линейные размеры экскаваторов измеряются в машиностроении в миллиметрах. Для проектирования же горных работ такая высокая точность не нужна, так как размеры забоя экскаватора измеряются обычно с точностью до 1 м.

Т а б л и ц а 2.4

Показатели	Фактические значения	Отклонения фактических значений от расчетных	Погрешность расчета	
			натуральные величины	%
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 при разработке однокровшовым экскаватором в породах, м:				
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, градусы	52—72	7—10	3—5	10
Ширина рабочей площадки, м	40—60	2	1—2	5

На точность горнотехнических данных помимо геологических условий оказывают влияние климатические условия, организация труда, общая культура производства, степень квалификации рабочих, степень физического износа машин и др. Задача проектировщика состоит в том, чтобы с наибольшей достоверностью установить горнотехнические условия, в которых будет использовано принимаемое проектом оборудование, и добиться наибольшего соответствия этим условиям горнотехнологических показателей. Значения погрешности некоторых горнотехнологических показателей приведены в табл. 2.4.

Экономические исходные данные можно разделить на две группы. К первой относятся официально утвержденные показатели: цены, тарифные ставки, единичные расценки, нормы выработки, нормативы расхода материалов, энергии и др. Они используются для расчета смет, калькуляций, штата обслуживающего персонала, расхода материалов и принимаются по утвержденным прейскурантам. Несмотря на то, что официальные 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 м³ вскрыши, удельный расход материалов, электроэнергии, горючего и др.). Точность 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 неточны 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 в § 7 и 8 данной главы.

§ 5. УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ

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 в обозначениях не должны быть при решении конкретной задачи или 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 g — масса и др. Электрические, тепловые, акустические, электромагнитные и другие величины обозначаются согласно рекомендациям Академии наук СССР.

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

- QP — запасы полезного ископаемого;
- V — объем горной массы (вскрыши);
- γ — 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;
 $\gamma, \alpha, \beta, \varphi$ — углы;
 A — производительность карьера;
 k — коэффициент вскрыши (извлечения, потерь);
 $v_{\text{ф}}$ — скорость подвигания фронта работ;
 n — число горизонтов;
 $h_{\text{г}}, Y_{\text{г}}$ — 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 характеристики средств труда приняты следующие обозначения:

N — мощность;
 Q — производительность;
 l — длина;
 b — ширина;
 h — высота;
 V, q — емкость;
 t — время;
 v — скорость;
 k — коэффициент;
 W — пропускная (провозная) способность;
 R, r — радиус;
 φ — угол наклона;
 g — масса;
 q — удельный расход;
 d — диаметр;
 ω — частота вращения;
 F — сила;
 ω — сопротивление движению.

Показатели труда 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:

T — период;
 C — себестоимость;
 Π — цена;

Название линии	Линия	Толщина линии в зависимости от масштаба чертежа (S)	Назначение линии
Сплошная основная		$S = 0,6 - 1,5 \text{ мм}$	Линии фактического и проектного контура всех горных выработок и сооружений
Сплошная тонкая		От $\frac{S}{3}$ до $\frac{S}{2}$ $0,2 - 0,8 \text{ мм}$	Линии размерные, выносные, штриховые, горизонтали, изолинии, линии границы горных пород на разрезах, линии обрыва
Сплошная тонкая с изломами		От $\frac{S}{3}$ до $\frac{S}{2}$ $0,2 - 0,8 \text{ мм}$	Длинные линии обрыва на планах и разрезах:
Штриховая			Линии невидимых контуров горных выработок, находящихся за плоскостью проекции
Штрихпунктирная			Осевые и центровые линии горных выработок; нижняя граница 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		Гидроминитор	
Многокошарный экскаватор		Отвальный плуг		Землесос	
Колесный скрепер		Отвальный мост			
Бульдозер		Абзетцер			

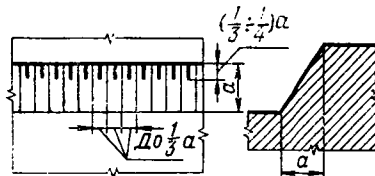
Рис. 2.2. Типы линий и условные обозначения горного оборудования

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.

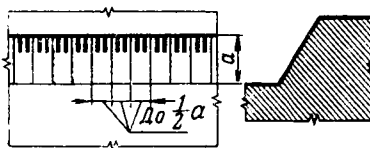
Условные обозначения горного оборудования, забоев, уступов, траншей показаны на рис. 2.2, 2.3 и 2.4.

a

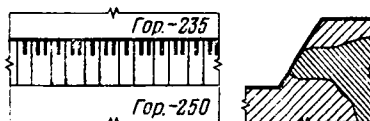
Вскрышной уступ



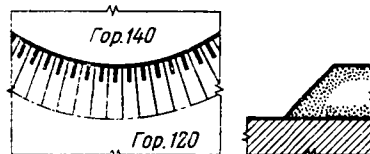
Добычной уступ



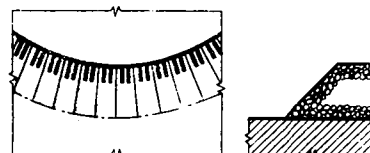
Смешанный уступ



Отвальный уступ

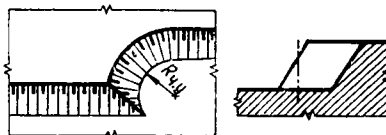


Склад полезного ископаемого

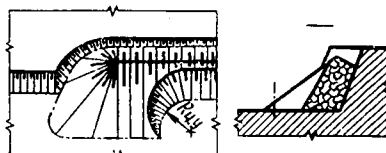


b

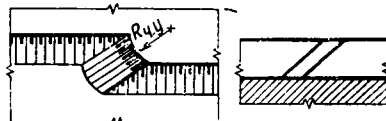
Забой мехлопаты в массиве



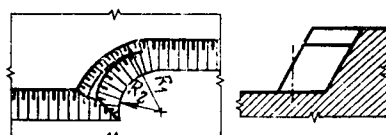
Забой мехлопаты в развале



Забой драглайна



Забой роторного экскаватора



Забой бульдозера

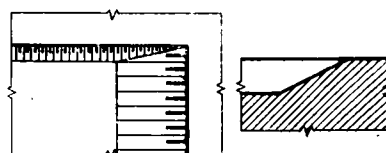
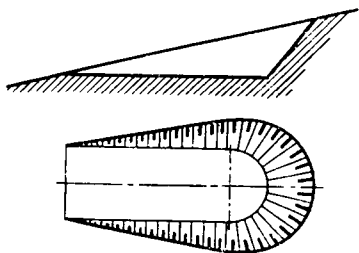
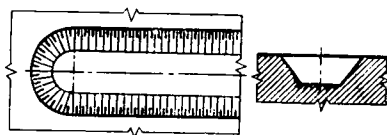


Рис. 2.3. Условные обозначения уступов (a) и забоев (b)

Выемка на косогоре



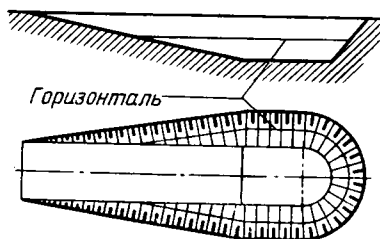
Разрезная траншея



Съезд

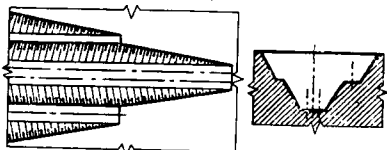


Наклонная траншея

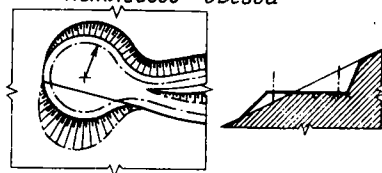


Горизонталь

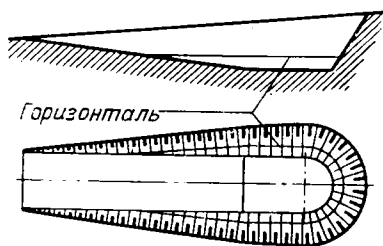
Капитальная траншея



Горизонтальная площадка для петлевого съезда



Наклонная траншея на косогоре



Горизонталь

Крутая траншея

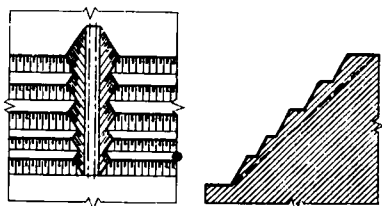


Рис. 2.4. Условные обозначения траншей

§ 6. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Экономическими показателями являются себестоимость полезного ископаемого, себестоимость 1 м³ вскрыши, удельные капитальные затраты на строительство, реконструкцию и поддержание производительности карьера, удельные затраты на буровзрывные работы, экскавацию, транспортирование, отвалообразование и др. От достоверности этих показателей и степени соответствия их условиям задачи во многом зависит точность результатов технико-экономических расчетов.

Точность показателей зависит от степени соответствия условий задачи тем условиям, для которых получены фактические или проектные данные. 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 производительности карьера на стоимостные показатели открытой разработки выражается формулой

$$C = a + \frac{b}{A_{г. м}}, \quad (2.2)$$

где $A_{г. м}$ — производительность карьера по горной массе; a и b — коэффициенты, характеризующие горнотехнические условия.

Для рудных карьеров со сложными горно-геологическими условиями и годовой производительностью более 10 млн. т горной массы капитальные затраты (руб.) на 1 т горной массы рекомендуются определять по формулам [11]:

$$У_{г. м} = 0,76 + \frac{17,2}{A_{г. м}}; \quad (2.3)$$

$$У_{г. м. р} = 0,5 + \frac{3}{A_{г. м. р}}, \quad (2.4)$$

где $A_{г. м. р}$ — годовая производительность карьера по горной массе после реконструкции, млн. т.

Полные затраты (руб.) на 1 т горной массы определяются по формуле А. И. Арсентьева

$$C_{г. м} = 0,15 + \frac{2,0}{A_{г. м}}. \quad (2.5)$$

Для учета влияния *глубины горных работ и расстояния транспортирования* можно исходные стоимостные показатели (себестоимость полезного ископаемого и затраты на 1 м³ вскрыши) разло-

жить на две составляющие — независимую (бестранспортную) C_6 и переменную (транспортную) $C_{тр}$, т. е.

$$C = C_{тр} + C_6. \quad (2.6)$$

Транспортная составляющая приближенно определяется по формуле

$$C_{тр} = LC_{т. км}, \quad (2.7)$$

где $C_{т. км}$ — затраты на 1 т·км, руб.; L — расстояние транспортирования, км.

Расстояние транспортирования зависит от глубины карьера и определяется по формуле

$$L = L_n + \frac{H}{i} k_{тр},$$

где L_n — суммарная дальность транспортирования внутри карьера и на поверхности от карьера до отвала или фабрики, км; H — глубина горных работ, км; $k_{тр}$ — коэффициент развития трассы капитальных съездов; i — уклон трассы, доли единицы.

Затраты (руб.) на 1 т·км определяются по следующим формулам: при железнодорожном транспорте с электротягой:

$$C_{т. км} = \frac{\frac{L}{k_{пр}} \left(C_{пер} + \frac{C_{пс}}{vk_n} \right) + C_{пс} \frac{t_{пр}}{k_n}}{Lgk_3} + C_3q; \quad (2.8)$$

$$C_{тр} = \frac{\frac{L}{k_{пр}} \left(C_{пер} + \frac{C_{пс}}{vk_n} \right) + C_{пс} \frac{t_{пр}}{k_n}}{gk_3} + C_3qL; \quad (2.9)$$

при автомобильном транспорте (без учета дорожных затрат):

$$C_{т. км} = \frac{\frac{L}{k_{пр}} \left(C_{пер} + \frac{C_{пс}}{vk_n} \right) + C_{пс} \frac{t_{пр}}{k_n}}{Lgk_3}; \quad (2.10)$$

$$C_{тр} = \frac{\frac{L}{k_{пр}} \left(C_{пер} + \frac{C_{пс}}{vk_n} \right) + C_{пс} \frac{t_{пр}}{k_n}}{gk_3}, \quad (2.11)$$

где L — расстояние транспортирования, км; v — средняя скорость движения, км/ч; g — грузоподъемность железнодорожного состава или автосамосвала; t ; $t_{пр}$ — суммарная продолжительность перерывов в работе в течение рейса, включая время погрузки, разгрузки и ожидания, с; $k_{пр}$ — коэффициент использования пробега (отношение транспортирования к общей длине рейса); k_3 — коэффициент загрузки транспортных средств; k_n — коэффициент использования сменного времени; $C_{пер}$ — переменные затраты на 1 км пробега, руб.; $C_{пс}$ — постоянные часовые затраты, руб; C_3 — стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб.; q — расход электроэнергии на 1 т горной массы, кВт·ч.

К переменным отнесены затраты, которые находятся в прямой зависимости от числа километров пробега транспортных средств (стоимость горючего, резины, смазочных материалов, затраты на ремонт, амортизацию на 1 км пробега). К постоянным отнесены затраты на содержание обслуживающего персонала (заработная плата водителей, ремонтных рабочих, инженерно-технических работников и др.) и хозяйственные затраты, включая затраты на содержание зданий и сооружений. Постоянные затраты не зависят от пробега транспортных средств. Они относятся на число часов рабочего времени. На карьерах Норильского горно-металлургического комбината, где применяются автосамосвалы БелАЗ-540, переменные и постоянные затраты равны 0,83 и 21,5 руб. соответственно [11]. В затратах на 1 т·км доля постоянных затрат составляет 35—45 %, доля переменных затрат — 55—65 %.

Транспортные затраты в наибольшей степени зависят от качества дороги. Исследованиями установлено, что при движении по дорогам со щебеночным и гравийным покрытием и по грунтовым дорогам затраты на 1 т·км в 1,3, 1,6 и 2 раза выше, чем при движении по дорогам с асфальтовым или бетонным покрытием. Удельный вес дорожных затрат на 1 т·км (на постройку, ремонт и обслуживание дороги) в общих транспортных затратах составляет 2—8 %. Дорожные затраты определяются методом калькуляции, по расчетной формуле или принимаются в процентах от транспортной составляющей.

Пример. Определить затраты на 1 т·км и на перевозку 1 т руды автосамосвалами БелАЗ-540 на расстояние $L = 2,5$ км при $k_{пр} = 0,5$; $v = 12$ км/ч; $k_n = 0,7$; $k_s = 0,95$; $t_{пр} = 0,083$ ч; $C_{пер} = 0,53$ руб; $C_{пс} = 3$ руб.

По формуле (2.10) определяем затраты на 1 т·км

$$C_{т. км} = \frac{\frac{2,5}{0,5} \left(0,53 + \frac{3}{12 \cdot 0,7} \right) + 3 \frac{0,083}{0,7}}{2,5 \cdot 27 \cdot 0,97} = 0,074 \text{ руб.}$$

По формуле (2.11) определяем затраты на перевозку 1 т руды

$$C_{тр} = \frac{\frac{2,5}{0,5} \left(0,53 + \frac{3}{12 \cdot 0,7} \right) + 3 \frac{0,083}{0,7}}{27 \cdot 0,95} = 0,215 \text{ руб.}$$

Определяем затраты на 1 т·км и на перевозку 1 т руды с учетом дорожных затрат:

$$C_{т. км} = 0,074 \cdot 1,08 = 0,080 \text{ руб; } C_{тр} = 0,215 \cdot 1,08 = 0,232 \text{ руб.}$$

Влияние технического прогресса на экономические показатели проявляется иногда в большей степени, чем влияние других факто-

ров. Уменьшение затрат на выемку 1 м³ вскрыши под влиянием технического прогресса определяется по формуле

$$C_t = C_0 k_c^T, \quad (2.12)$$

где C_0 — затраты на 1 м³ вскрыши в исходном году; C_t — затраты на 1 м³ вскрыши через T лет; k_c — коэффициент ежегодного снижения затрат и трудоемкости по отношению к предыдущему году.

Значительное влияние на стоимостные показатели горных работ оказывают крепость, плотность и другие физико-механические свойства пород. Так, рыхлые, а часто и полускальные породы не требуют ведения буровзрывных работ, легче поддаются выемке и погрузке, требуют меньших затрат на их перевозку, складирование и отвалообразование при высоких значениях производительности и коэффициента использования оборудования. Крепкие монолитные породы труднее поддаются разрушению, погрузке, транспортированию и требуют больших затрат на их выемку. Затраты на выемку 1 м³ скальной вскрыши примерно в 1,5—2,5 раза (в зависимости от крепости пород) выше по сравнению с затратами на выемку 1 м³ рыхлой вскрыши. Аналогично возрастают и удельные капитальные затраты на приобретение оборудования, его монтаж и др.

Кроме того, на стоимостные показатели оказывают влияние такие факторы, как гидрогеологические условия месторождения, рельеф поверхности, расстояние от карьера до отвала, вид транспорта и др. Одна часть определяющих факторов (глубина горных работ, годовые объемы руды и вскрыши, расстояние транспортирования горной массы, физико-механические свойства руд и вмещающих пород и др.) изменяется в процессе отработки месторождений. Другая часть факторов (например, районный коэффициент к заработной плате) является неизменной для данных условий. При этом влияние отдельных факторов на стоимостные показатели может накладываться друг на друга и усиливаться или взаимно нейтрализоваться. Поэтому исходные стоимостные показатели горных работ необходимо обосновывать с учетом влияния на них всех основных определяющих факторов.

Влияние горнотехнических факторов на технико-экономические показатели открытой разработки хорошо иллюстрируется динамикой отчетных данных таких крупных карьеров, как Коркинский угольный и Баженовский асбестовый. На Коркинском угольном карьере (самом глубоком в стране) за 40 лет его существования ярко проявился технический прогресс открытого способа разработки. Коркинский карьер был сдан в эксплуатацию в 1934 г. Пройдя через несколько этапов перевооружения и реконструкции, он достиг к 1980 г. глубины 420 м. Несмотря на ежегодное увеличение глубины открытых работ и ухудшение с глубиной горно-геологических условий, на карьере достигнуто систематическое улучшение технико-экономических показателей, что явилось результатом не только внедрения новой техники, но и совершенствования технологии и организации работ. По многим вопросам технологии

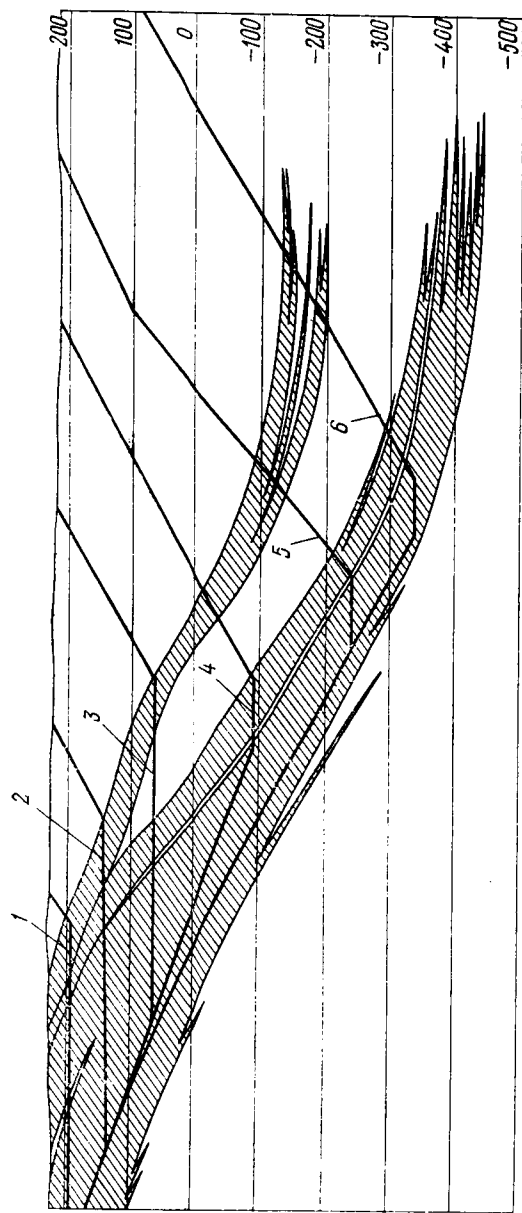


Рис. 2.5. Конечные контуры Коржинского угольного карьера по проектам 1933 г. (1), 1942 г. (2), 1945 г. (3), 1952 г. (4), 1966 г. (5), 1974 г. (6)

и организации горных работ Коркинский карьер можно рассматривать как школу передового опыта открытых горных работ в стране, как полигон для промышленных экспериментов и освоения новой техники. Карьером разрабатываются угольные пласты сложного строения мощностью 20—160 м и с углом наклона 25—45°. Коэффициент крепости угля $f = 1,5 \div 2$ (по шкале проф. М. М. Продьяконова) обуславливает необходимость рыхления его буровзрывным способом. Характерной особенностью угля является способность его быстро самовозгораться в штабелях или в забоях. Вскрышные породы представлены глинами, сланцами и песчаниками. Коэффициент крепости песчаников достигает $f = 3$. В большинстве своем вскрышные породы в основном имеют коэффициент крепости $f = 4 \div 5$ и плотность 2—2,3 т/м³. Коэффициент крепости песчаников достигает $f = 8$. Приток воды в карьер составляет 135—190 м³/ч. За 40 лет в карьере добыто более 189 млн. т угля и вынута более 680 млн. м³ вскрыши. Объем выработанного пространства составил более 790 млн. м³. Глубина карьера в 1980 г. составляла 420 м. Максимальная длина карьера по верху 3000 м, ширина 2200 м, площадь 5,6 км². Вскрышные породы вывозятся на внешние отвалы железнодорожным транспортом. Уголь от экскаваторных забоев до обогатительной фабрики транспортируется ленточными конвейерами. За время существования карьера четыре раза пересматривалась его проектная глубина (рис. 2.5).

Динамика технико-экономических показателей работы Коркинского угольного карьера (табл. 2.5) представляет интерес для теории открытых работ и может быть использована при экономическом обосновании глубоких угольных карьеров. В. А. Синеглазовым установлено, что в динамике технико-экономических показателей работы Коркинского угольного карьера четко прослеживаются устойчивые тренды, которые описываются показательными и степенными функциями вида

$$P = k_1 k_2^T k_3^H, \quad (2.13)$$

где T — календарный год; H — глубина карьера, м; k_1 , k_2 , k_3 — постоянные коэффициенты.

Прогнозные показатели определяются по следующим формулам: годовая производительность списочного экскаватора на вскрышных работах

$$Q_{э.в} = 110,3 \cdot 1,0635^T \cdot 0,994^H, \text{ тыс. м}^3; \quad (2.14)$$

годовая производительность списочного экскаватора на добычных работах

$$Q_{э.д} = 0,732 \cdot 1,157^T \cdot 0,990^H, \text{ тыс. т}; \quad (2.15)$$

суточная производительность локомотивосостава

$$Q_{л} = 200,2 \cdot 1,07^T \cdot 0,993^H, \text{ м}^3; \quad (2.16)$$

Т а б л и ц а 2.5

Показатели	1944 г.	1950 г.	1955 г.	1960 г.	1965 г.	1970 г.	1975 г.
Глубина карьера, м	95	175	195	225	290	335	383
Годовая добыча угля, тыс. т	5888	4308	4881	5707	5825	5768	5070
Годовой объем вскрышных работ, тыс. м ³	6115	14 555	21 956	28 085	29 505	28 070	37 770
Коэффициент вскрыши, м ³ /т	1,04	3,38	4,5	4,92	5,07	4,87	5,48
Годовая производительность спусочного экскаватора на добычных работах, тыс. т	181	205	237	679	809	835	994
То же, на вскрышных работах, тыс. м ³	—	640	1010	1047	1046	1093	1148
Суточная производительность локомотивосостава, м ³	—	—	2187	2955	2268	2262	2534
Число списочных экскаваторов:							
на добычных работах	32	21	12,6	8,4	7,2	6,9	5,1
на вскрышных работах	—	—	22	26,8	28,2	25,7	24,2
Число рабочих:							
на добычных работах	2841	2180	1704	1452	874	625	526
на вскрышных работах	—	2620	2219	2441	2662	2348	1897
Месячная производительность труда рабочего:							
на добычных работах, т	202	160	238	327	555	769	1071
на вскрышных работах, м ³	—	480	824	937	937	996	1219
Расстояние транспортирования, км	—	—	—	10	10,2	11	12,1
Затраты на 1 м ³ вскрыши, коп.	—	50,4	33,5	40,8	47,9	54,7	55,4
Себестоимость 1 т угля, коп.	—	—	266,9	281,9	317,8	341,1	395,3

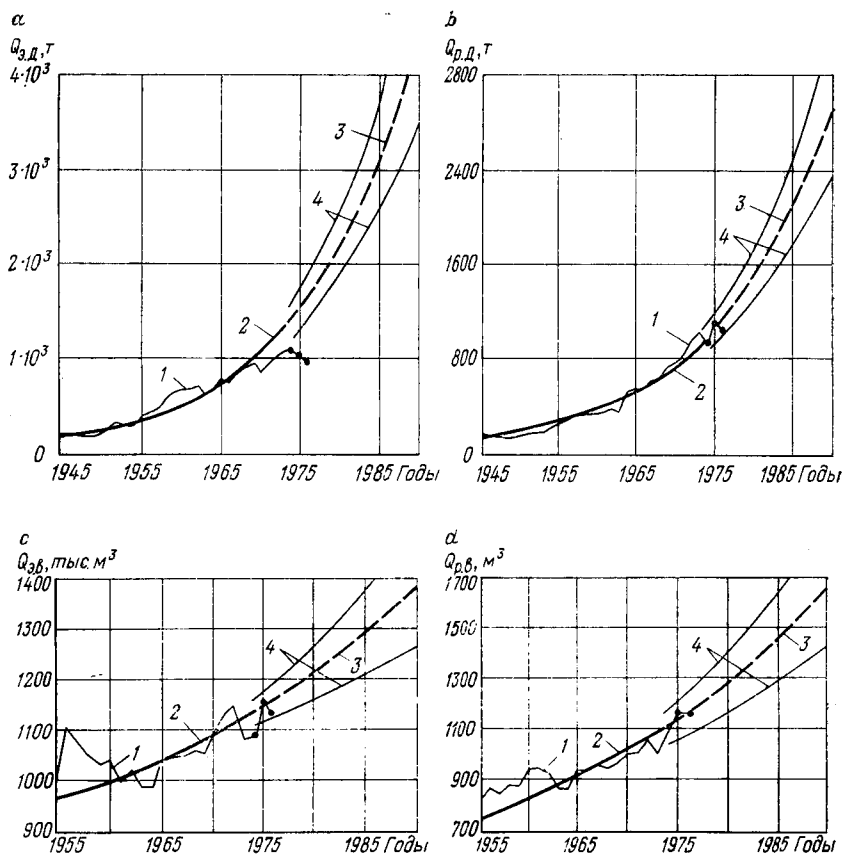


Рис. 2.6. Графики изменения годовой производительности экскаватора на добычных (а) и вскрышных (с) работах и месячной производительности труда рабочего на добычных (б) и вскрышных (д) работах во времени для Коркинского угольного карьера:

1 — фактические показатели; 2 — тренд фактических показателей; 3 — прогноз; 4 — границы погрешности прогноза

месячная производительность труда рабочего на добычных работах

$$Q_{р.д} = 0,95 \cdot 1,134^T \cdot 0,993^H, \text{ т}; \quad (2.17)$$

месячная производительность труда рабочего на вскрышных работах

$$Q_{р.в} = 16,24 \cdot 1,11^T \cdot 0,990^H, \text{ м}^3; \quad (2.18)$$

затраты на 1 м^3 вскрыши

$$[C_v = 131,4 \cdot 0,953^T \cdot 1,007^H, \text{ коп.} \quad (2.19)$$

Таблица 2.6

Показатели	1950 г.	1955 г.	1960 г.	1965 г.	1970 г.	1975 г.	1978 г.
Годовая производительность комбината по горной массе, тыс. т	17 167	34 114	58 045	81 023	91 167	127 983	151 836
Годовая производительность комбината по руде, тыс. т	3 244	5 118	11 868	15 987	26 147	34 879	34 430
Текущий коэффициент вскрыши, т/т	3,53	4,25	3,87	4,07	2,49	2,62	3,41
Глубина горных работ, м	—	—	85	103	147	192	218
Энерговооруженность труда рабочего по горному цеху, тыс. кВт·ч	—	16,8	23,9	33,9	52,8	69,4	75,5
Фондовооруженность труда рабочего по горному цеху, тыс. руб.	6,1	5,9	7,8	10,4	16,3	21,8	25,6
Среднегодовая стоимость основных производственных фондов, тыс. руб.	17 890	33 104	47 265	73 740	101 437	143 341	159 170
Число рабочих по горному цеху	2943	5611	6037	7100	6226	6582	66 212
Годовая производительность спичного карьерного экскаватора, тыс. т	118	328	1217	1368	1614	2126	2318
Расстояние транспортирования, км	—	4,58	6,2	8,2	9,7	9,4	9,5
Время оборота локомотивостанова, мин	—	150	173	203,2	202,5	209	192
Суточная производительность труда рабочего локомотивной бригады, т	—	—	3416	3390	3603	4487	5458
Загрязненность 1 т горной массы, коп.	44,2	32,4	29,9	36,4	42,6	43,9	43
Годовая производительность труда рабочего по горной массе, т	5833	6080	9615	11 412	14 643	19 444	24 430

себестоимость 1 т угля

$$C_d = 602,34 \cdot 0,969^T \cdot 0,999^H, \text{ коп.} \quad (2.20)$$

Из формул (2.14) — (2.20) видно, что увеличение глубины карьера оказывает отрицательное влияние на технико-экономические показатели его работы. В тех случаях, когда положительное влияние технического прогресса оказывается более значимым по сравнению с отрицательным влиянием увеличения глубины карьера, наблюдается улучшение технико-экономических показателей работы карьера. В противном случае влияние увеличения глубины карьера сильнее и показатели с течением времени ухудшаются. Пример Коркинского угольного карьера свидетельствует о том, что путем совершенствования техники, технологии и организации работ даже в неблагоприятных горно-геологических условиях можно преодолеть отрицательное влияние фактора увеличения глубины горных работ и добиться устойчивых тенденций улучшения технико-экономических показателей работы глубоких карьеров. На основе установленных трендов В. А. Синеглазовым сделан прогноз динамики основных технико-экономических показателей работы Коркинского карьера, который за период 1974—1977 гг. в основном подтвердился (рис. 2.6).

В динамике технико-экономических показателей работы комбината «Ураласбест» также наблюдается длительное (более 25 лет) их улучшение (табл. 2.6).

§ 7. ОБОСНОВАНИЕ ИСХОДНЫХ СТОИМОСТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОТКРЫТОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ

С целью исследования совокупного влияния на стоимостные показатели большого числа горно-геологических, экономических и географических факторов были выполнены технико-экономический анализ и статистическая обработка фактических показателей работы более 50 рудных карьеров. В результате получены экономико-математические модели эксплуатационных и капитальных затрат на открытые горные работы, имеющие вид

$$P = x_1^a x_2^b x_3^c, \quad (2.21)$$

где x_1, x_2, x_3 — факторы, определяющие величину показателя P (производительность карьера, его глубину, крепость пород, районный коэффициент к заработной плате и др.); a, b, c — показатели степени, значения которых определены в результате статистической обработки фактических данных.

Исследованиями установлено, что в качестве определяющих факторов в экономико-математических моделях затрат на добычные и вскрышные работы и удельных капитальных затрат являются производительность карьера по полезному ископаемому, горной массе и вскрыше, крепость и плотность полезного ископаемого и вскрышных пород, текущая глубина карьера, вид транспорта,

расстояние транспортирования полезного ископаемого и вскрыши по поверхности, фактор технического прогресса [10].

Экономико-математические модели представлены двумя типами. К первому типу относятся модели, выражаемые в виде уравнений цеховых затрат на выемку полезного ископаемого и вскрышных пород на карьерах с железнодорожным, автомобильным и автомобильно-железнодорожным транспортом. Они предназначены в основном для укрупненных расчетов при составлении проекта условий, технико-экономического доклада или обоснования и для более детальных расчетов, не связанных с изменением расстояния транспортирования горной массы внутри карьера и уклона внутри-карьерных автомобильных дорог. Модели первого типа представлены следующими уравнениями:

$$C_d = 11,6\eta_3^{1,76} A_{г.мt}^{-0,15} \gamma_{dt}^{0,83} H_t^{0,09} (T-1970)^{-0,064}, \quad (2.22)$$

$$C_b = 9,6\eta_3^{1,6} A_{вт}^{-0,10} H_t^{0,30} f^{0,32} (T-1970)^{-0,051}, \quad (2.23)$$

$$У_{г.м} = 2,6\eta_3^{1,24} A_{г.мt}^{-0,14} H_t^{0,04} k_{вт}^{-0,09} \gamma_{г.мt}^{0,30} (T-1970)^{-0,019}, \quad (2.24)$$

где C_d — затраты на выемку 1 т полезного ископаемого открытым способом без учета затрат на вскрышные и геологоразведочные работы в t -м году, коп; C_b — затраты на 1 м³ вскрыши в t -м году, коп.; $У_{г.м}$ — капитальные затраты на 1 м³ горной массы на обеспечение производительности карьера в t -м году, руб.; η_3 — районный коэффициент к заработной плате; $\gamma_{g.t}$, $\gamma_{г.мt}$ — соответственно плотность полезного ископаемого и горной массы в t -м году, т/м³; T — календарный год; H_t — глубина карьера в t -м году, м; $A_{г.мt}$ — годовой объем работ по горной массе в t -м году, млн. м³; $A_{вт}$ — годовой объем вскрышных работ в t -м году, млн. м³; f — коэффициент крепости пород в t -м году; $k_{вт}$ — текущий коэффициент вскрыши, м³/м³.

В табл. 2.7 приведены фактические C_f и расчетные C_p значения затрат на 1 м³ вскрыши по ряду карьеров за 1970 г., позволяющие судить о надежности полученных уравнений.

Т а б л и ц а 2.7

Карьеры	$A_{вт}$, млн. м ³	H , м		η_3	C_f , коп.	C_p , коп.
Оленегорский	5,70	99	11	1,5	142,9	131
Ново-Бакальский	4,04	130	15	1,25	107	123
Соколовский	22,10	185	12	1,2	89,9	100
Южный	13,89	145	14	1,0	93,3	75,5
Коршуновский	10,07	160	7	1,2	76	87,2
Петлинский	2,39	40	12	1,25	89,8	83

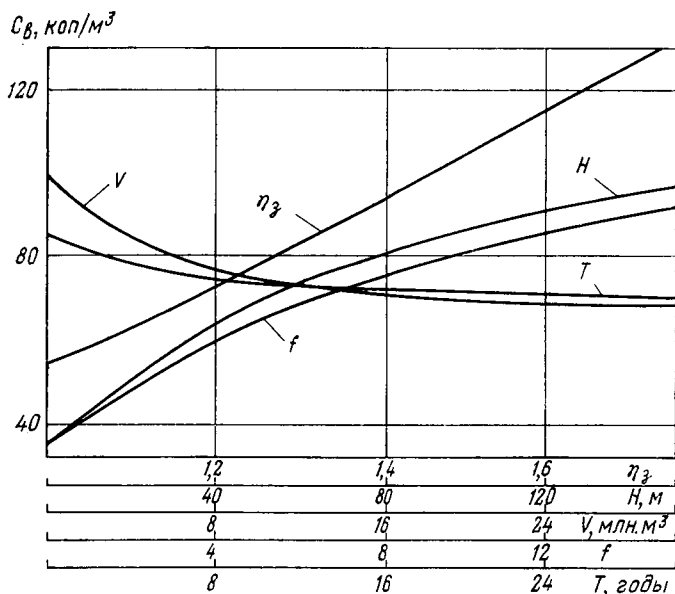


Рис. 2.7. График зависимости затрат C_v на 1 м³ вскрыши от районного коэффициента η_z к заработной плате, годового объема V вскрышных работ, глубины H карьера, коэффициента f крепости пород, фактора времени T

Степень относительного и абсолютного влияния определяющих факторов на стоимостные показатели характеризуется частным коэффициентом эластичности и β -коэффициентом (табл. 2.8).

Т а б л и ц а 2.8

Определяющие факторы	Значения частного коэффициента эластичности применительно к показателям			Значения β -коэффициента применительно к показателям		
	C_d	C_v	$y_{г. м}$	C_d	C_v	$y_{г. м}$
Районный коэффициент к заработной плате	1,76	1,60	1,24	0,50	2,6	0,5
Плотность руды или горной массы	0,83	—	0,30	0,32	—	0,10
Глубина горных работ	0,09	0,30	0,04	0,25	0,528	0,22
Крепость вскрышных пород	—	0,32	—	—	1,105	—
Годовой объем работ по горной массе	0,15	—	0,14	0,27	—	0,39
Годовой объем вскрышных работ	—	0,10	—	—	0,133	—
Время	0,064	0,05	0,019	—	0,155	—
Текущий коэффициент вскрыши	—	—	0,08	—	—	0,25

Коэффициент эластичности показывает, на сколько процентов изменяется стоимостной показатель при изменении определяющего фактора на 1 %. β -коэффициент показывает, на какую часть своего среднего квадратичного отклонения изменяется стоимостной показатель при изменении определяющего фактора на величину своего среднего квадратичного отклонения.

На рис. 2.7 показано изменение затрат на вскрышные работы в зависимости от определяющих факторов. Влияние глубины горных работ на величину затрат, как правило, проявляется в большей степени по сравнению с влиянием фактора времени. При совокупном влиянии этих факторов с увеличением глубины горных работ возрастают себестоимость руды и удельные капитальные затраты.

Детальный подсчет эксплуатационных затрат с учетом вида транспорта и основных параметров его работы (длины транспортирования, уклона, грузооборота и др.) осуществляется по следующим статистическим зависимостям:

$$C_{б.д} = 25\eta_3^{1,15} A_{дt}^{-0,055} \gamma_{дt}^{1,19} \delta_{дt}^{-0,065} H_{дt}^{0,25} (T-1970)^{-0,034}; \quad (2.25)$$

$$C_{б.в} = 9\eta_3^{1,42} A_{вт}^{-0,09} \gamma_{вт}^{1,3} H_{вт}^{0,3} (T-1970)^{-0,040}; \quad (2.26)$$

$$C_a = 13,1\eta_3^{1,7} A_{ат}^{-0,111} S_{ат}^{-0,028} l_{ат}^{0,071} \gamma_{г.мt}^{0,241} (T-1970)^{-0,057}; \quad (2.27)$$

$$C_{ж} = 49\eta_3^{1,68} A_{ж.т}^{-0,258} S_{ж.т}^{-0,174} (T-1970)^{-0,028}, \quad (2.28)$$

где $C_{б.д}$ — бестранспортная составляющая себестоимости 1 м³ полезного ископаемого в t -м году, коп.; $C_{б.в}$ — бестранспортная составляющая затрат на 1 м³ вскрыши в t -м году, коп.; C_a — затраты на 1 т·км при автотранспорте в t -м году, коп.; $C_{ж}$ — затраты на 1 т·км при железнодорожном транспорте в t -м году, коп.; $A_{дt}$ — производительность карьера по полезному ископаемому в t -м году, тыс. м³; $\gamma_{дt}$, $\gamma_{вт}$, $\gamma_{г.мt}$ — соответственно плотность полезного ископаемого, вскрыши, горной массы в t -м году, т/м³; $\delta_{дt}$ — показатель освоенности производительности карьера по полезному ископаемому в t -м год., %; $H_{дt}$, $H_{вт}$ — соответственно глубина добычных и вскрышных работ в t -м году, м; $A_{вт}$ — годовой объем вскрышных работ в t -м году, тыс. м³; $A_{ат}$, $A_{жт}$ — соответственно грузооборот автомобильного и железнодорожного транспорта в t -м году, тыс. т·км; $S_{ат}$, $S_{жт}$ — соответственно расстояние транспортирования горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом в t -м году, км; $l_{ат}$ — уклон автодорог в t -м году, ‰.

Пример 1. Определить затраты на 1 м³ вскрыши в 1980 г. при районном коэффициенте к заработной плате $\eta_3 = 1,15$, годовом объеме вскрышных работ $A_{вт} = 10$ млн. м³, глубине горных работ $H_t = 160$ м, коэффициенте крепости вскрышных пород $f = 11$.

Определяем значения составляющих, входящих в формулу (2.23):

$$\eta_3^{1,6} = 1,251; \quad A_{вт}^{-0,10} = 0,794; \quad H_t^{0,30} = 4,583;$$

$$f^{0,32} = 2,214; \quad (T-1970)^{-0,051} = 0,889.$$

По формуле (2.23) определяем затраты на 1 м³ вскрыши

$$C_{\text{в}} = 9,6 \cdot 1,251 \cdot 0,794 \cdot 4,583 \cdot 2,214 \cdot 0,889 = 86 \text{ коп.},$$

Пример 2. Определить затраты на 1 м³ вскрыши в 1990 г. при районном коэффициенте к заработной плате $\eta_{\text{з}} = 1,3$, годовом объеме вскрышных работ $A_{\text{в.т}} = 20\,000$ тыс. м³, глубине горных работ $H_{\text{вт}} = 100$ м, плотности пород $\gamma_{\text{вт}} = 2,8$ т/м³, грузообороте автотранспорта $A_{\text{а.т}} = 210\,000$ тыс. т·км, расстоянии транспортирования $L_{\text{а.т}} = 2,5$ км, уклоне трассы автодорог $i = 3^\circ_{00}$.

Определяем значения составляющих, входящих в формулу (2.26): $\eta_{\text{з}}^{1,7} = 1,451$, $A_{\text{в.т}}^{-0,09} = 0,410$, $\gamma_{\text{вт}}^{1,2} = 3,813$, $H_{\text{вт}}^{0,3} = 3,981$ ($T - 1970$)^{-0,040} = 0,887. По формуле (2.26) [определяем бестранспортную составляющую затрат на 1 м³ вскрыши в 1990 г.

$$C_{\text{б.в}} = 9 \cdot 1,451 \cdot 0,410 \cdot 3,813 \cdot 3,981 \cdot 0,887 = 72,7 \text{ коп.}$$

Определяем значения составляющих в формуле (2.27): $\eta_{\text{з}}^{1,7} = 1,562$, $A_{\text{а.т}}^{-0,111} = 0,256$, $L_{\text{а.т}}^{-0,028} = 0,074$, $i_{\text{а.т}}^{0,07} = 1,273$, $\gamma_{\text{вт}}^{0,24} = 1,282$ ($T - 1970$)^{-0,057} = 0,843. По формуле (2.27) определяем затраты на 1 т·км.

$$C_{\text{а}} = 13,1 \cdot 1,562 \cdot 0,256 \cdot 0,974 \cdot 1,273 \cdot 1,282 \cdot 0,843 = 7,8 \text{ коп.}$$

Полные затраты на 1 м³ вскрыши

$$C_{\text{в}} = C_{\text{б.в}} + C_{\text{а}} S_{\text{а.т}} \gamma_{\text{вт}} = 72,7 + 7,8 \cdot 2,5 \cdot 2,8 = 127,3 \text{ коп.}$$

§ 8. ОБОСНОВАНИЕ ИСХОДНЫХ СТОИМОСТНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПОДЗЕМНОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ

На стоимостные показатели разработки подземным способом существенное влияние оказывают геологические условия месторождения, система разработки, глубина горных работ, производительность шахты, климатические условия и др. Расчет себестоимости полезного ископаемого и удельных капитальных затрат на строительство шахты осуществляется по формулам, полученным в результате корреляционного анализа фактических показателей работы более 40 рудных шахт. При этом наиболее распространенным системам разработки подземным способом по принципу увеличения себестоимости руды присвоены следующие ранги:

Системы разработки	Ранг
Блоковое обрушение	1
Камерно-столбовая	2
Этажно-камерная	3
Подэтажное обрушение	4
Подэтажные штреки	5
Этажно-камерная с закладкой	6
С магазинированием руды	7
Слоевое обрушение	8
Горизонтальными слоями с закладкой	9

На рудниках, где применяется несколько систем разработки, ранг определяется по формуле

$$R = \frac{\sum_{n=1}^n A_n R_n}{100}, \quad (2.29)$$

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

Пример. На руднике 20% руды добывается с применением системы блокового обрушения (ранг 1), 50% — с применением этажно-камерной системы (ранг 3), 30% — с применением системы подэтажных штреков (ранг 5). Определить общий ранг систем разработки по руднику. Подставив в формулу (2.29) значения A_n и R_n , найдем, что

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

Удельные капитальные затраты Y_n и себестоимость C_{nt} руды подземным способом определяются по формулам:

$$Y_n = 10,4 \eta_3^{1,4} R_t^{0,25} A_{n,t}^{-0,14} H_{n,t}^{0,16}; \quad (2.30)$$

$$C_n = 2,14 \eta_3^{1,3} A_{n,t}^{-0,21} R_t^{0,4} H_t^{0,35} (T - 1975)^{-0,04}, \quad (2.31)$$

где $A_{n,t}$ — производительность подземного рудника в t -м году, тыс. т; η_3 — 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.

Уравнения (2.30) и (2.31) справедливы при мощности рудных тел более 3 м, угле наклона залежи до 90° , коэффициенте крепости руд и вмещающих пород $f \geq 6$. Для уравнений (2.30) и (2.31) корреляционное отношение равно соответственно 0,78 и 0,86. Средняя квадратическая ошибка расчета удельных капитальных затрат и себестоимости руды подземным способом равна соответственно 32 и 21 %.

Наибольшее влияние на себестоимость руды оказывают климатические условия, технология работ (ранг системы разработки)

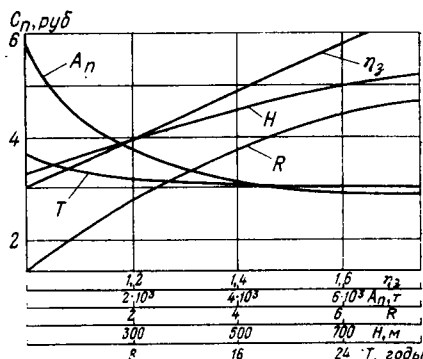


Рис. 2.8. График зависимости себестоимости C_n 1 т руды, добытой подземным способом, от районного коэффициента η_3 к заработной плате, производительности A_n подземного рудника, ранга R системы разработки, глубины H горных работ, фактора времени T

и производительность рудника (рис. 2.8). Меньшее влияние на себестоимость руды оказывают изменение глубины горных работ и фактор времени. Эти факторы воздействуют на себестоимость во взаимно обратных направлениях. Степень влияния на себестоимость изменения глубины горных работ во времени зависит от первоначальной глубины шахты и скорости понижения горных работ. Например, если при первоначальной глубине шахты 400 м и годовой скорости понижения горных работ 10 м себестоимость 1 т руды за 10 лет повысится с 4,25 до 4,5 руб, то при скорости понижения работ 20 м в год себестоимость 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. В результате совместного воздействия фактора времени и увеличения глубины горных работ в первом случае произойдет снижение себестоимости руды на 15 коп, во втором случае — ее повышение на 9 коп.

Пример. Определить удельные капитальные затраты на строительство шахты и себестоимость 1 т руды в 1990 г. при подэтажном обрушении (ранг 4), районном коэффициенте к заработной плате $\eta_3 = 1,2$, производительности рудника $A_t = 2 \cdot 10^3$ тыс. т, глубине горных работ $H_t = 500$ м.

Определяем значения входящих в формулу (2.30) составляющих:

$$R_t^{0,25} = 1,414, \quad \eta_3^{1,4} = 1,291, \quad A_{dt}^{-0,14} = 0,345, \quad H_t^{0,16} = 2,700.$$

По формуле (2.30) определяем капитальные затраты на 1 т руды:

$$У_{н.т} = 10,4 \cdot 1,291 \cdot 0,345 \cdot 1,414 \cdot 2,700 = 17,5 \text{ руб.}$$

Себестоимость 1 т руды определяем по формуле (2.31).

Прогнозные технико-экономические показатели подземной разработки угольных месторождений могут быть определены по формулам д-ра эконом. наук Я. В. Моссаковского. Например, для условий Кузбасса им получена следующая формула для определения себестоимости 1 т угля

$$\begin{aligned} C = & 12,2 - 0,0285t - (0,001 + 0,000157t) A_{ш} - \\ & - \left(0,3 + \frac{16}{t}\right) M + \left(0,15 - \frac{0,8}{t}\right) n + (0,007 - 0,001t) H - (0,035 - \\ & - 0,001) A_3 + 0,024L, \end{aligned} \quad (2.32)$$

где t — календарный период, годы; M — мощность пласта, м; n — число разрабатываемых пластов; H — максимальная глубина разработки, м; A_3 — годовая нагрузка на очистной забой, тыс т; $A_{ш}$ — годовая нагрузка на шахту, тыс т; L — протяженность горных выработок, км.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям углей и горючих сланцев.* М., Недра, 1968.
2. *Инструкция* в порядке представления на утверждение в Государственную комиссию по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР технико-экономических обоснований кондиций для подсчетов запасов полезных ископаемых. М., Недра, 1976.
3. *Классификация запасов месторождений твердых полезных ископаемых.* М., Госгеолтехиздат, 1960.
4. *Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки.* М., Унипроект, 1975.
5. *Нормы технологического проектирования угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик.* М., Центрогипрошахт, 1965.
6. *Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки.* Л., Гипроруда, 1977.
7. *Определение главных параметров карьера*/А. И. Арсентьев, С. В. Шпанский, Г. П. Константинов и др. М., Недра, 1976.
8. *Открытая разработка фосфоритовых месторождений* Каратау Б. Х. Юсупбеков, А. И. Тимченко, А. И. Шейн и др. Алма-Ата, Наука, 1979.
9. *Теория и практика открытых разработок*/Н. В. Мельников, А. И. Арсентьев, М. С. Газизов и др. М., Недра, 1973.
10. *Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров*/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.
11. *Юматов Б. П., Бунин Ж. В.* Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1970.

МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ЗАДАЧ ПРОЕКТА

Основные задачи, решаемые при проектировании горных предприятий, разделены на четыре типа: технические, горно-геометрические, экономические и технико-экономические (рис. 3.1).

К техническим относятся 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 стрсительные, сантехнические, теплотехнические и др.

К горно-геометрическим относятся 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.

К экономическим относятся задачи определения затрат и доходов, себестоимости продукции, сметной стоимости строительства, трудоемкости, прибыли и рентабельности.

К технико-экономическим относятся 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. Техничко-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

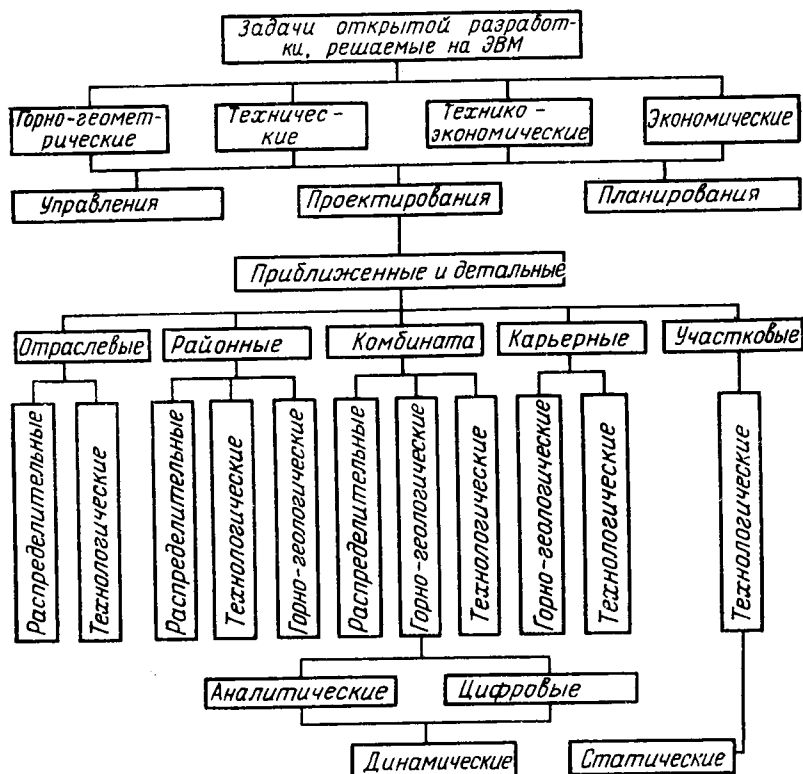


Рис. 3.1. Структурная схема основных задач открытой разработки

и механизации. Решаются они различными методами технико-экономического анализа.

Категория задачи по точности расчетов определяет требования к допустимой погрешности исходных данных, метод решения, детальность расчетов, трудоемкость и продолжительность решения задачи. Приблизженные решения задач обычно имеют место на стадиях обоснования кондиций, оконтуривания балансовых запасов, при проработке задания на проектирование и в ряде случаев при составлении ТЭО.

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.

По содержанию и методам решения технико-экономические задачи могут быть подразделены на три подгруппы: распределительные, горно-геологические и технологические.

К распределительным относятся задачи транспортно-распределительные, размещения объектов, очередности разработки и другие аналогичные 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) отрасли, района, бассейна, задачи рационального плана снабжения сырьем потребителей района и бассейна, рационального плана перевозок. В группе задач промышленного объединения к этим задачам относятся задачи обоснования оптимальной производительности комбината и оптимального распределения ее между карьерами, оптимального порядка разработки группы разобщенных залежей при заданной суммарной производительности предприятия, обоснования оптимального места расположения фабрики для группы карьеров, оптимального усреднения различных сортов руд в заданном режиме усреднения, оптимального размещения или отвалов для группы карьеров и переноски временных отвалов, оптимального порядка разработки группы залежей разного качества для достижения наибольшей эффективности.

В группе карьерных задач к распределительным задачам 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.

К подгруппе горно-геологических отнесены задачи учета пространственного размещения полезного ископаемого и горных пород и их качественных характеристик (обоснование конечной глубины,

границ и промежуточных контуров карьеров, выбор направления разработки и порядка развития горных работ, оценка раздельной и валовой выемки, обоснование степени раздельной разработки, выбор вида транспорта, обоснование календарного плана вскрышных и добычных работ, высоты уступа, ширины рабочей площадки, угла рабочего борта, выбор 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 подгруппе технологических отнесены задачи выбора горного оборудования, структуры и параметров комплексной механизации производственных процессов, выбора и обоснования схемы работы экскаватора и параметров забоя, расчета параметров бестранспортной системы разработки и параметров забоя, параметров сетки буровых скважин и схемы взрывания, выбора способа и схемы отвалообразования, обоснования схемы рекультивации и раздельной выемки вскрыши, выбора способа проведения траншей и расчета их параметров, обоснования модели автосамосвалов, схемы комплексной механизации, оптимальных параметров транспортного потока.

Технико-экономические задачи в зависимости от продолжительности оцениваемого периода подразделяются на перспективные и долговременные.

Перспективные задачи характеризуются продолжительностью оцениваемого периода более 15—20 лет. Этот период может быть разделен на два или более отрезка, в каждом из которых допускается различная погрешность расчета.

Долговременные задачи имеют период оценки, равный 7—15 годам, т. е. в пределах нормативного периода оценки (или несколько больше его), ограниченного сроком окупаемости и допустимой погрешностью экономических оценок. Эти задачи являются динамическими, которые требуют учета динамики основных определяющих факторов и представления результатов решения в виде динамических таблиц или графиков.

В зависимости от разновременности затрат, динамичности определяющих факторов и сроков оценки технико-экономические 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% от 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;

Т а б л и ц а 3.1

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

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

Классификация задач, решаемых при проектировании, приведена в табл. 3.1.

Цель классификации состоит в том, чтобы служить руководством при обосновании и выборе средств и методов решения задач и критериев оценки. В предлагаемой классификации 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 указывает на принципиальные различия в методах и средствах решений, наименование подклассов — на точность решения задач, наименование подгрупп служит руководством к выбору метода решения задач. Подразделение подгрупп по признаку одновременности затрат (динамические, статические), 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.

§ 2. МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Проектирование карьеров — это творческий процесс, состоящий из решения различных задач. Большинство технических задач решается обычными и специальными методами и приемами математики, механики и других специальных дисциплин. Экономические задачи проекта — такие, как определение сметной стоимости строительства карьера и его объектов, себестоимости продукции и других технико-экономических показателей, решаются сравнительно несложными, но трудоемкими методами и приемами. Техно-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 качественной оценки он должен быть отвергнут, если условия безопасности работ при нем хуже по сравнению с другими вариантами. Таким образом, для правильного решения задачи необходимо учитывать в совокупности количественные и качественные зависимости, опираясь при этом на передовой опыт и новейшие достижения науки и техники.

В технико-экономическом анализе для решения технико-экономических задач открытой разработки используются следующие методы: метод вариантов, аналитический, графический и графо-аналитический методы количественной оценки, методы обобщения передового опыта, аналогий, логических инженерных решений, прогнозирования, интерполяции и экстраполяции. На предпроектных стадиях используются также методы лабораторных и промышленных экспериментов, натурного и физического моделирования.

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

Метод обобщения передового опыта и метод аналогий широко используются при проектировании для сравнения, анализа синтеза, абстрагирования. Сравнение — это установление сходства и различий проектируемого и существующего объектов по их 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 дан-

ные аналогов корректируются для приведения в сопоставимый вид.

При проектировании горных предприятий применяется натурное, физическое и математическое моделирование. Натурное моделирование представляет собой специальное исследование объекта проектирования 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.

Математическое моделирование получает все большее применение благодаря большим возможностям ЭВМ. Например, пользуясь аналитической моделью конечной глубины карьера, можно быстро оценить влияние на глубину открытых работ таких факторов, как угол погашения борта карьера, интенсивность отработки месторождения, затраты на 1 м³ вскрыши, отпускная цена на руду и др. Благодаря этому можно принять решение о конечной глубине карьера более обоснованным.

При проектировании горных предприятий все шире применяются методы геостатики, основы которой были разработаны французским ученым Ж. Матероном [6, 7]. Геостатика включает методы и приемы математического моделирования месторождений по данным, полученным при бурении скважин. Использование методов геостатики позволяет в ряде случаев повысить достоверность подсчета запасов, расширить расстояние между разведочными скважинами и тем самым существенно снизить затраты на разведку месторождения.

Указанные выше методы (за исключением метода математического моделирования с использованием ЭВМ) применяются для решения задач горного дела уже давно. Так, аналитические методы широко применялись в 20—30-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. Поэтому указанные методы непрерывно совершенствуются.

В последнее время благодаря использованию ЭВМ все большее применение при проектировании находит группа новых вычислительных методов, называемых методами исследования операций и математического программирования.

§ 3. МЕТОДЫ МАТЕМАТИЧЕСКОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ

Математическая зависимость между искомой величиной и экономическим критерием называется целевой функцией. Для решения многовариантных задач необходимо математически описать целевую функцию и найти ее максимум или минимум, т. е. то оптимальное решение, которое соответствует этому максимуму или минимуму. Аргументами целевой функции являются варианты решения, а ее значения выражаются числами, описывающими степень достижения экономического критерия. Если число технически возможных вариантов сравнительно невелико, то оптимальное решение может быть найдено путем непосредственного сравнения вариантов. Если решение обычными методами невозможно или очень трудоемко, то используются новые методы математического программирования или методы исследования операций. Наибольшее распространение из них получили методы линейного, динамического программирования, метод графов, метод Монте-Карло и др. [2]. В практике проектирования и исследования открытых горных работ чаще используется метод линейного программирования 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. [4, 12].

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. Суть математической модели задачи линейного программирования состоит в следующем. Имеется система m переменных $x_1, x_2, \dots, x_m$ и постоянных коэффициентов $C_1, C_2, \dots, C_m$, отражающих принятый критерий оптимальности. Например, затраты на перевозку единицы горной массы x_1 в пункт назначения равны C_1 . Требуется найти такие неотрицательные значения системы переменных $x_j \geq 0$ (где $j = 1, 2, \dots, m$), которые приводят к экстремуму линейную функцию (в данном случае к минимуму транспортных затрат)

$$Z = C_1x_1 + C_2x_2 + \dots + C_mx_m. \quad (3.1)$$

Это условие можно записать и в другой форме: найти экстремум линейной функции

$$Z = \sum_{j=1}^m C_jx_j. \quad (3.2)$$

При решении задачи необходимо соблюдать следующие требования. Значение любой переменной x_j может выбираться в пределах $0 \leq x_j \leq A_j$, так как требуется найти неотрицательные значения x_j , а максимальное значение x_j ограничивается величиной ресурсов A_j

терий 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.).

Вручную решаются задачи с количеством переменных не более 10—15. Задачи линейного программирования решаются на ЭВМ. Рассмотрим решение задачи распределительным методом на примере. Вручную рассчитываются задачи с числом переменных не более 10—15. Имеются четыре карьера, добывающие в сутки соответственно 2, 3, 4, 5 тыс. т известняка, и три цементных завода с потребностью 3, 5 и 6 тыс. т. Весь добытый за сутки известняк в количестве 14 тыс. т полностью потребляется заводами.

Затраты на транспортирование 1 т известняка от карьеров до заводов приведены в табл. 3.2.

Требуется распределить добываемый известняк между потребителями так, чтобы общая величина транспортных затрат оказалась минимальной.

Математическая формулировка задачи следующая.

Найти минимум линейной функции $Z = \sum_{i=1}^4 \sum_{j=1}^3 C_{ij}x_{ij}$ при следующих условиях:

$$\begin{aligned} x_1 &= 2; \quad x_2 = 3; \quad x_3 = 4; \quad x_4 = 5; & x_{11} + x_{12} + x_{13} &= 2; \\ x_1 + x_2 + x_3 + x_4 &= 14; & x_{21} + x_{22} + x_{23} &= 3; \\ x_{11} + x_{21} + x_{31} + x_{41} &= 3; & x_{31} + x_{32} + x_{33} &= 4; \\ x_{12} + x_{22} + x_{32} + x_{42} &= 5; & x_{41} + x_{42} + x_{43} &= 5; \\ x_{13} + x_{23} + x_{33} + x_{43} &= 6. \end{aligned}$$

Первая цифра в индексе обозначает номер поставщика, а вторая цифра — номер потребителя. Оптимальный вариант распределения перевозок известняка приведен в табл. 3.3.

Т а б л и ц а 3.2

Номер карьера-поставщика	Затраты на транспортирование 1 т известняка (руб.) к заводам-потребителям		
	№ 1	№ 2	№ 3
№ 1	1,0	1,3	1,5
№ 2	1,2	1,1	1,0
№ 3	1,3	1,4	1,2
№ 4	0,8	1,2	0,9

Динамическое программирование рассматривает многостадийные процессы принятия решения. Примером такого процесса является календарное планирование горных работ на карьере. Так как при одном и том же исходном положении горные работы можно развивать по нескольким вариантам, то для выбора оптимального направления развития горных работ необходимо рассмотреть ряд вариантов многостадийных решений и для каждого варианта определить значение принятого критерия оптимальности. Затем необходимо найти последовательность таких решений, которые приводят к экстремальному значению принятого критерия оптимальности.

Типичное функциональное уравнение, к которому приводятся многие задачи, имеет вид

$$f_N(x) = \max [q_N(Y_N) + f_{N-1}(x - Y_N)] \quad (3.4)$$

при $0 \leq Y_N \leq x$.

Функция $f_N(x)$ представляет собой результирующее значение f , которое может быть получено за N оставшихся стадий процесса, начиная с состояния x , если следовать принципу оптимальности.

В общем случае левая часть формулы равна максимальному значению выражения, заключенного в квадратные скобки в правой части уравнения. Символ $\max$ связан с переменной Y_N . Это означает, что максимизация достигается подбором надлежащего значения Y_N в пределах от 0 до x . Величина Y_N является управляющей переменной. Член $q_N(Y_N)$ выражает выигрыш, получаемый на N -й стадии при оптимальном выборе в пределах от 0 до x . Обозначим оптимально выбранное значение Y_N через Y'_N . Если состояние системы изменяется от x на N -й стадии до $x - Y'_N$ на $(N-1)$ -й стадии, то $f_{N-1}(x - Y'_N)$ будет оптимальным значением функции, достигаемым после прохождения через $N-1$ оставшихся стадий. Функциональное уравнение представляет собой рекуррентное соотношение (соотношение, в котором каждый член определяется как некоторая функция предыдущих членов). Решение функционального уравнения дает величину критерия и определяет соответствующую стратегию, выражаемую системой значений.

Т а б л и ц а 3.3

Номер карьеров-поставщиков	Распределение добытого известняка (тыс. т) по заводам-потребителям		
	№ 1	№ 2	№ 3
№ 1	2	—	—
№ 2	—	3	—
№ 3	—	2	2
№ 4	1	—	4

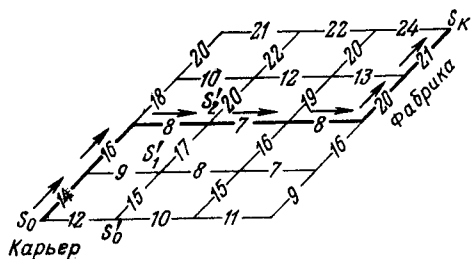


Рис. 3.2. Схема к определению оптимального варианта размещения трассы дороги

гоэтапных задач, связанных с применением ряда последовательных решений.

С интенсивным развитием экономико-математических исследований в области открытых горных работ возникло много задач, связанных с графами. Это задачи сетевого и многоэтапного планирования, транспортные задачи. Их целью является составление оптимальных планов перевозок и др.

Рассмотрим пример N -стадийного процесса, в котором на каждой стадии принимается k решений. Для каждого возможного решения на N -й стадии имеется k возможных решений, принимаемых на $(N-1)$ -й стадии (нумерация производится от конца процесса). Таким образом, чтобы найти оптимальное решение, должно быть проанализировано k^N возможных путей решения. Динамическое программирование исключает необходимость исследований k^N решений, так как последовательно рассматривается каждая стадия в отдельности и для каждой стадии выбирается наилучшее из k решений, т. е. вместо k^N требуется проанализировать k решений, что существенно уменьшает объем вычислений. Так, при $k = 3$ и $N = 10$ обычным способом нужно анализировать 59 049 вариантов, а при динамическом программировании — 30 вариантов.

Сущность динамического программирования рассмотрим на следующем примере. Необходимо выбрать оптимальную трассу дороги от карьера до обогатительной фабрики. Для простоты допустим, что трасса дороги разбита на отдельные участки (рис. 3.2). Как видно из рис. 3.2, трасса может быть расположена на наклонных и горизонтальных участках и весь путь будет состоять из семи участков. Оптимальный вариант показан на рис. 3.2 стрелками.

Применение динамического программирования эффективно лишь при использовании ЭВМ.

§ 4. МЕТОД ВАРИАНТОВ

Метод непосредственного сравнения вариантов по их технико-экономическим показателям является наиболее распространенным в практике проектирования горных предприятий. Он широко при-

меняется для решения таких задач, как определение границ и оптимальной производительности карьера, выбор транспорта, схемы механизации и др. Сущность этого метода заключается в том, что из числа технически возможных и экономически наиболее целесообразных вариантов принимается вариант с наилучшими технико-экономическими показателями.

Порядок решения задачи следующий: по условиям задачи принимают технически возможные и экономически наиболее целесообразные варианты. Обосновывают экономический критерий для оценки и сравнения вариантов. Выполняют расчеты, на основе которых определяют значения показателей, служащих в качестве экономического критерия. Производят количественную и качественную оценки вариантов и путем сравнения выбирают наиболее целесообразный вариант. Применение метода 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 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. Точность решения задачи в основном зависит от точности 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 зависят правильность и трудоемкость решения задачи.

5. Точность расчетов и достоверность принимаемых решений зависят от времени. Поэтому варианты могут быть сопоставимы лишь в том случае, когда сравниваемые решения относятся приблизительно к одному времени и имеют приблизительно равные 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 под влиянием технического прогресса.

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 [10].

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 разные условия и не связан со строго определенным алгоритмом решения. Высокая точность решения задач обеспечивается возможностью учета всех значительных определяющих факторов и решения задачи в реальных условиях без упрощения. Наглядность результатов решения обеспечивается множественностью решений и тем, что показатели предоставляются в относительной и абсолютной форме. Большинство технико-экономических задач характеризуется не экстремумом функций, а областью оптимальных значений, ограничиваемой точностью расчетов, которая может включать несколько экономически условно равноценных вариантов. Наглядное сравнение вариантов в табличной форме не ограничивается только выбором оптимального варианта, а позволяет сделать его сравнение с другими и оценить те качественные факторы, которые не поддаются непосредственной количественной экономической оценке.

Недостатками метода являются большая трудоемкость решения, а также трудность, а иногда и невозможность установления характера и степени влияния определяющих факторов на результаты решения и выполнения необходимого для экономической оценки анализа.

В настоящее время трудоемкость решения во многих случаях может быть устранена путем применения ЭВМ, которое позволяет 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 на стадии проектных работ.

Пример выбора рационального вида транспорта в карьере. Тех-
 нико-экономическому сравнению подвергнуты три варианта транс-
 портирования вскрыши из глубоких горизонтов Анновского же-
 лезорудного карьера: автомобильно-скиповой с использованием
 автосамосвалов грузоподъемностью 75 т, автомобильный с исполь-
 зованием автосамосвалов БелАЗ-549 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 уч-
 тена. Показатели вариантов проанализированы в динамике за
 13 лет, что позволяет учесть влияние изменения глубины карьера,
 расстояния транспортирования и других параметров. По вариантам
 определены эксплуатационные и капитальные затраты, связанные
 с реконструкцией карьера, капитальные затраты, вызванные углуб-
 кой 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 сле-
 дующие показатели:

первоначальные и суммарные за 13 лет капитальные затраты
 на транспорт;

суммарные эксплуатационные затраты за 13 лет;

Т а б л и ц а 3.4

Показатели	Вид транспорта		
	Автомобиль- но-скиповой	Автомобиль- ный	Автомобиль- но-конвейер- ный
Суммарные затраты, приведенные к первому году, млн. руб.	82,8 (100)	109,1 (132)	112,5 (136)
Капитальные затраты на реконструк- цию 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:			
в первом году	21,7	26,7	28,8
в восьмом году	25,2	37,7	35,3
Списочное число автосамосвалов БелАЗ-549:			
в первом году	56	78	49
в восьмом году	57	100	58
Число автосамосвалов БелАЗ-549, приобретаемых за восемь лет	114	252	117

П р и м е ч а н и е. В скобках приведены данные в процентах.

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 лучшие показатели. Реконструкция карьера и внедрение скиповых подъемников позволяют снизить эксплуатационные затраты за 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.

§ 5. АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД

Сущность аналитического метода состоит в том, что путем технико-экономического анализа задача решается в общем виде, т. е. устанавливается расчетная формула и искомое неизвестное находится подстановкой в формулу исходных числовых значений. При решении задач в горном деле под аналитическим методом понимают нахождение оптимальных значений искомой величины путем использования математического анализа. Порядок решения задачи следующий. Путем технико-экономического анализа устанавливается зависимость между искомой величиной x и стоимостным показателем S или каким-либо другим экономическим критерием, т. е. $S = f(x)$.

Зависимость имеет непрерывный характер и выражается в виде выпуклой или вогнутой кривой (рис. 3.3). Оптимальное значение искомой величины x должно соответствовать экстремальному значению S (например, минимуму затрат или максимуму прибыли), т. е. решение задачи сводится к нахождению максимума или минимума функции. Взяв первую производную и приравняв ее к нулю, получим уравнение

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

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.

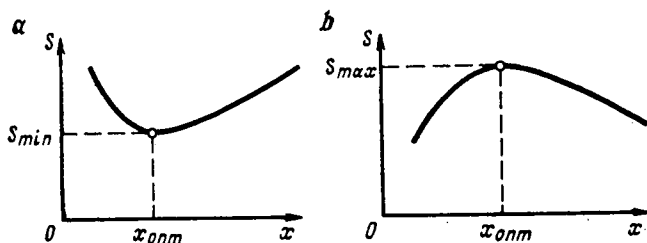


Рис. 3.3. График зависимости $S = f(X)$:
 a — затраты; b — прибыль или рентабельность

Аналитический метод в горном деле был впервые разработан в 20-х годах проф. Б. И. Бокием, а затем акад. Л. Д. 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 чл.-кор. АН СССР В. В. Ржевского, профессоров Б. А. Симкина, К. Е. Винницкого [3, 13].

Метод широко применяется при решении различных задач открытой разработки (для определения рационального сочетания емкости кузова и емкости 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 необходимо пренебрегать факторами, учет которых лежит за пределами точности расчетов.

Аналитический метод имеет следующие достоинства:

малая трудоемкость и быстрота решения задачи (по формуле можно быстро получить конечный результат, не прибегая к сравнению 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 при детальном решении задач цифровыми методами с использованием моделей

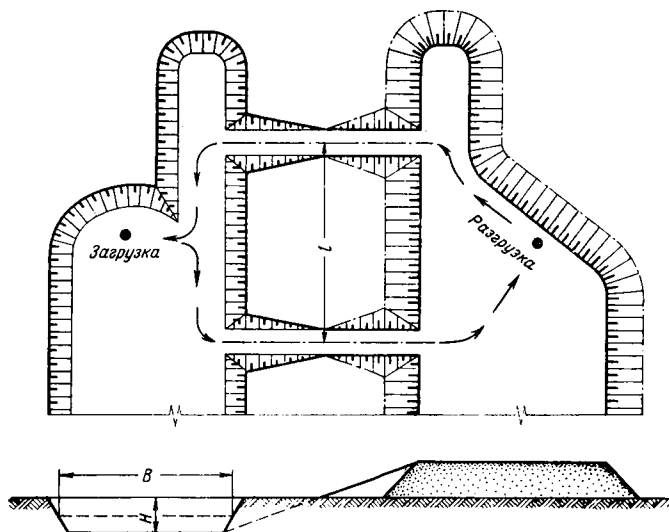


Рис. 3.4. Схема проведения траншеи при движении транспорта по кольцевой схеме

высокой точности, так как позволяют значительно уменьшить число рассматриваемых вариантов.

Недостатками аналитического метода являются однозначность решения, затрудняющая качественную оценку результатов и сравнение с другими возможными вариантами, и сравнительно невысокая его точность, являющаяся следствием упрощения 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 (рис. 3.4). Движение транспортных средств осуществляется по кольцевой схеме. С увеличением расстояния l уменьшаются число поперечных выездов и капитальные затраты $K_{\text{стр}}$ на их проведение, но в то же время увеличиваются расстояния транспортирования и эксплуатационные затраты $\mathcal{E}_{\text{тр}}$. В этом случае оптимальным будет такое значение l , при котором суммарные затраты, отнесенные на 1 м^3 выемки, будут минимальными, т. е.

$$C = \frac{K_{\text{стр}}}{lBH} + \mathcal{E}_{\text{тр}} \rightarrow \min, \text{ руб.} \quad (3.5)$$

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

Эксплуатационные затраты на перемещение породы вдоль канала на расстояние $\frac{l}{2}$ и вдоль отвала также на расстояние $\frac{l}{2}$ определяются по формуле

$$\mathcal{E}_{\text{тр}} = \frac{l}{1000} C_{\text{т}} \gamma, \text{ руб.}, \quad (3.6)$$

где $C_{\text{т}}$ — затраты на 1 т · км (затраты на транспортирование 1 т породы на расстояние 1 км), руб., γ — плотность пород, т/м³.

Суммарные затраты

$$C = \frac{K_{\text{стр}}}{lBH} + \frac{l}{1000} C_{\text{т}} \gamma, \text{ руб.} \quad (3.7)$$

Исследуем функцию (3.7) на экстремум.

Так как вторая производная функции не равна нулю, т. е.

$$\frac{d^2C}{dl^2} = \frac{K_{\text{стр}}}{l^3BH} > 0,$$

то функция непрерывна и имеет экстремальное значение.

Приравняем первую производную к нулю

$$-\frac{K_{\text{стр}}}{l^2BH} + \frac{C_{\text{т}}}{1000} \gamma = 0. \quad (3.8)$$

Из уравнения (3.8) получим формулу для определения оптимального значения

$$l = \sqrt{\frac{1000K_{\text{стр}}}{C_{\text{т}}\gamma BH}}, \text{ м.} \quad (3.9)$$

Например, при $K_{\text{стр}} = 10$ тыс. руб., $C_{\text{т}} = 0,1$ руб., $\gamma = 2$ т/м³, $B = 50$ м, $H = 20$ м по формуле (3.9) найдем, что

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

§ 6. ГРАФИЧЕСКИЙ И ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОДЫ

Графическим называется метод решения задач путем графических построений. Основное достоинство графического метода заключается в простоте и наглядности решения задачи. Метод с успехом применяется для приближенного решения задач, уточняемого затем другими методами. Чаше графический метод применяется для решения некоторых задач совместно с другими методами. При проектировании карьеров графический метод применяется для определения параметров бестранспортной системы, разработки, площадей и объемов полезного ископаемого и вскрыши, скорости подготовки новых горизонтов и для решения других задач [1]. В практике широко применяется разработанный чл.-кор. АН СССР В. В. Ржевским графический метод геометрического анализа горных работ, при котором измерение площадей полезного ископаемого и вскрыши

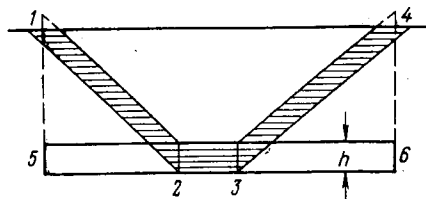


Рис. 3.5. Схема сравнения равновеликих площадей

необходимых для вычисления их объемов, заменено измерением линий, которые при определенном построении численно выражают величину площадей. Например, площадь наклонного слоя 1—2—3—4 и площадь горизонтального слоя 5—6 равны как площади параллелограммов, имеющих одинаковое основание h и одинаковую высоту

5—6 (рис. 3.5). Если $h = 1$, то отрезок 5—6 численно равен в масштабе чертежа площади слоя 1—2—3—4. Если длина отрезка 5—6 составляет 120 мм, то площадь слоя 1—2—3—4 равна 120 мм². Следовательно, для определения площади наклонного слоя, ограниченного контуром карьера и имеющего высоту $h = 1$, достаточно измерить горизонтальную проекцию этого слоя на данный горизонт. Этот метод широко применяется для определения конечных контуров карьера, построения графиков режима горных работ и календарного плана, выбора рационального порядка развития горных работ и др.

Графоаналитический метод обладает достоинством графического и аналитического методов (простотой и наглядностью решений и возможностью математического анализа взаимосвязей между определяющими факторами). Графоаналитический метод применяется для определения объемов и площадей горной массы и др.

Графоаналитический метод нашел применение в трудах проф. А. И. Арсентьева [1] и других исследователей.

§ 7. ДИНАМИЧЕСКИЙ ПОДХОД ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ КАРЬЕРОВ

Динамический подход к решению технико-экономических задач с длительным сроком оценки вызван необходимостью нахождения оптимальных решений и повышения достоверности проектов. При динамическом подходе карьер оценивается как объект, развивающийся в пространстве и времени, а решения принимаются для всех лет в течение всего оцениваемого периода или для ряда лет. Такой подход к горно-геологическим задачам стал особенно отчетливым после исследований В. В. Ржевского и А. И. Арсентьева по вопросам режима горных работ на карьерах и после исследований автора и А. С. Астахова по вопросу учета фактора времени, а также после опубликования «Типовой методики определения экономической эффективности капитальных вложений» [15].

Основные характерные черты метода динамического проектирования состоят в следующем.

Исходные условия (объемы работ, расстояние транспортирования, параметры карьера, стоимостные показатели и др.) и результаты расчета (текущие затраты, прибыль, рентабельность и др.) должны быть представлены в динамике, т. е. в виде ежегодных показателей для всего периода оценки.

В качестве *экономического критерия* при определении оптимального варианта может быть принята прибыль или затраты за весь период. При этом слагающие годовые значения прибыли или затрат должны быть предварительно дисконтированы, т. е. приведены к одному для всех вариантов моменту оценки. Этим фактор времени учитывается количественно, т. е. подвергается такой же экономической оценке, как и прочие определяющие факторы.

Точность и детальность расчетов для разных периодов времени принимаются различными в соответствии с изменением погрешности исходных данных и, как правило, уменьшаются с увеличением отдаленности решения. Решения для второго и последующих периодов являются, как правило, приближенными и должны через определенное время быть пересмотрены и уточнены.

Динамический подход значительно повышает достоверность решения и часто влияет на результаты расчета, так как позволяет учесть такие факторы, как неравномерность объемов работ, затрат и прибыли в течение длительного срока оценки, разновременность затрат на вскрышу и добычу, динамичность технико-экономических показателей и капитальных затрат в период эксплуатации. Однако он повышает трудоемкость расчетов и может быть реализован в полной мере при использовании ЭВМ.

В современных условиях динамический подход при решении горно-геологических задач особенно необходим при проектировании глубоких карьеров, которые характеризуются длительным сроком существования (20—40 лет и более), значительно большим того срока, в пределах которого при проектировании и планировании могут быть получены более или менее достоверные решения. В отличие от карьеров, разрабатывающих горизонтальные залежи, в глубоких карьерах разведанность нижних горизонтов хуже, чем верхних, и часто недостаточна для планирования горных работ, обоснования производительности и границ карьера. Через 10—15 лет, а иногда и более представление о запасах, качестве полезного ископаемого, физико-механических свойствах полезного ископаемого и пород может существенно измениться. Если при разработке пологих месторождений оборудование, как правило, используется длительное время и обеспечивает стабильную производительность карьера, то в глубоких карьерах оборудование (особенно транспортное) периодически меняется, а производительность по полезному ископаемому, как правило, систематически возрастает. Требования к качеству полезного ископаемого и бортового содержания также со временем изменяются, что приводит к пересмотру принятых границ карьера, способа вскрытия и др. Таким образом, применительно к глубоким карьерам с течением времени погрешность

исходных данных увеличивается, а достоверность принятых решений уменьшается. Вследствие этого для периодов, лежащих за пределами 10—15-летнего срока, многие принципиальные задачи могут быть решены приблизительно.

Статический подход к решению экономических задач не полностью соответствует указанным особенностям глубоких карьеров. Он в основном сложился на производственной базе прошедших этапов в развитии открытого способа разработки, т. е. преимущественно на базе мелких карьеров. Основная отличительная черта статического подхода заключается в том, что при решении задач не учитывается фактор времени, т. е. исходные данные принимаются постоянными для длительных периодов, что часто приводит к погрешностям в проекте и к отклонениям от оптимальных параметров на практике. Например, производительность карьера принималась стабильной в течение 10—12 лет и более. Фактически на большинстве глубоких карьеров с транспортной системой разработки их производительность изменялась. Конечная глубина

Т а б л и ц а 3.5

Показатели	Проект карьера Иркускан		Проект Восточно- Буландинхского карьера	
	1961 г.	1974 г.	1960 г.	1973 г.
Годовая производительность карьера:				
по руде, тыс. т	700	500	1100	700
по вскрыше, тыс. м ³	1150	1300	2200	3200
Годовая производительность труда	12 483	19 264	21 375	28 338
трудящегося по горной массе, т				
Себестоимость 1 т руды, руб.	2,29	3,29	2,13	2,95
Затраты на 1 м ³ вскрыши, руб.	0,83	0,98	0,78	1,05
Глубина карьера, м	—	—	—	—

П р о д о л ж е н и е т а б л . 3.5

Показатели	Проект карьера рудника ОГПУ		Проект Петлянского карьера	
	1958 г.	1971 г.	1968 г.	1975 г.
Годовая производительность карьера:				
по руде, тыс. т	2400	600	600	1100
по вскрыше, тыс. м ³	2800	1500	2200	5500
Годовая производительность труда	9850	17 682	18 800	18 800
трудящегося по горной массе, т				
Себестоимость 1 т руды, руб.	1,66	3,41	3,63	4,02
Затраты на 1 м ³ вскрыши, руб.	0,65	1,01	0,94	0,71
Глубина карьера, м	—	—	200	320

карьера принималась во многих проектах, как правило, с большой точностью, несмотря на то, что реализация проектного решения намечалась через несколько десятилетий (табл. 3.5). Практически на большинстве карьеров их конечная глубина и производительность неоднократно пересматривались.

Чтобы повысить достоверность проектов, в настоящее время при решении таких задач проекта, как выбор вида транспорта, обоснование контура карьера и его производительности и других применяется динамический подход, т. е. при проектировании учитывается развитие карьера во времени (проектные решения принимаются не для одного года, а на весь оцениваемый период). Применение динамического подхода при проектировании карьеров способствует широкому использованию ЭВМ, позволяющих снизить трудоемкость расчетов.

§ 8. ТОЧНОСТЬ 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_n определяются по формулам:

абсолютная погрешность

$$\Delta = |x_n - x|; \quad (3.10)$$

относительная погрешность

$$\delta = \frac{\Delta}{|x|}. \quad (3.11)$$

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 [14].

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

$$H = 1,4 + 1,12 + 2,5 = 5,02.$$

Определяем абсолютную погрешность

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

Определяем относительную погрешность

$$\delta = \frac{0,51}{5,02} \approx 10\%.$$

Так как значение Δ 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 $H = 5$; $\Delta = 0,5$; $\delta = 10\%$.

Пример 2. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема разрезной траншеи, определяемого по формуле

$$V = (b + H \operatorname{ctg} \beta) HL. \quad (3.12)$$

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

$$H = f(x_1, x_2, \dots, x_n).$$

Абсолютная погрешность вычисления функции определяется по формуле

$$\Delta = \sum_{i=1}^n \left| \frac{df}{dx_i} \right| \Delta_{x_i}, \quad (3.13)$$

где Δ_{x_i} — предельная абсолютная погрешность аргумента.

Относительная погрешность вычисления функции определяется по формуле

$$\delta = \sum_{i=1}^n \left| \frac{df}{dx_i} \frac{1}{H} \right| \Delta_{x_i}. \quad (3.14)$$

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

$$\frac{dV}{dL} = HL = 1100 \cdot 20 = 22\,000;$$

$$\frac{dV}{dH} = bL + 2HL \operatorname{ctg} \beta = 1100 (30 + 2 \cdot 20 \cdot 0,577) = 58\,388;$$

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

$$\frac{dV}{d\beta} = -\frac{H^2 L}{\sin^2 \beta} = -\frac{20^2 \cdot 1100}{0,866^2} = -565\,000.$$

По формуле (3.13) определяем абсолютную погрешность вычисления объема траншеи

$$\begin{aligned} \Delta &= \left| \frac{dV}{db} \right| |\Delta b| + \left| \frac{dV}{dH} \right| |\Delta H| + \left| \frac{dV}{dL} \right| |\Delta L| + \left| \frac{dV}{d\beta} \right| |\Delta \beta| = \\ &= 22\,000 \cdot 2 + 58\,388 \cdot 1 + 830,8 \cdot 15 + 565\,000 \cdot 0,087 = 164\,005 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

По формуле (3.12) определяем объем траншеи

$$V = (30 + 20 \cdot 1,732) \cdot 201\,100 = 1\,422\,080 \text{ м}^3.$$

Относительная погрешность вычисления объема траншеи

$$\delta_{\Delta} = \frac{164\,005}{1\,422\,080} = 12\%.$$

При заданной относительной погрешности вычисления объема траншеи, равной 5%, абсолютная погрешность вычисления объема траншеи Δ_V и абсолютные погрешности исходных данных не должны превышать следующих значений:

$$\Delta_V = V \delta_{\Delta} = 1\,422\,080 \cdot 0,05 = 71\,104 \text{ м}^3;$$

$$\Delta_b = \frac{\Delta_V}{4 \left| \frac{dV}{db} \right|} = \frac{71\,104}{4 \cdot 22\,000} = 0,8 \text{ м};$$

$$\Delta_H = \frac{71\,104}{4 \cdot 58\,388} = 0,3 \text{ м};$$

$$\Delta_L = \frac{71\,104}{4 \cdot 830,8} = 21,4 \text{ м};$$

$$\Delta_{\beta} = \frac{71\,104}{4 \cdot 565\,000} \approx 2^\circ.$$

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

$$V = \frac{h^3}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^3. \quad (3.15)$$

Ширина траншеи по низу $b = 30 \pm 1$ м, глубина траншеи $h = 20 \pm 0,5$ м, уклон $i = 20 \pm 2^\circ_{\infty}$, угол откоса бортов траншеи $\alpha = 60 \pm 10^\circ$.

По формуле (3.15) определяем объем траншеи

$$V = \frac{20^3}{0,08} \left(\frac{30}{2} + \frac{20}{3 \cdot 1,732} \right) = 94\,245 \text{ м}^3.$$

По формуле (3.13) определяем абсолютную погрешность вычисления объема траншеи

$$\begin{aligned} \Delta_V &= \left| \frac{dV}{dH} \right| |\Delta H| + \left| \frac{dV}{di} \right| |\Delta i| + \left| \frac{dV}{db} \right| |\Delta b| + \left| \frac{dV}{d\alpha} \right| |\Delta \alpha| = \\ &= 10\,387 \cdot 0,5 + 315\,570 \cdot 0,002 + 2500 \cdot 1 + 44\,447 \cdot 0,174 = 16,058 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

Относительная погрешность вычисления объема траншеи

$$\delta_\Delta = \frac{\Delta V}{V} = \frac{16\,058}{94\,424} = 17\%.$$

Пример 4. Найти абсолютную и относительную погрешности вычисления объема карьера:

$$V_K = S_d H_K + \frac{1}{2} p H_K^2 \operatorname{ctg} \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} H_K^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{cp}, \text{ м}^3. \quad (3.16)$$

Площадь дна карьера $S_d = 60\,000 + 2000 \text{ м}^2$; глубина карьера $H_K = 200 \pm 10 \text{ м}$; периметр дна карьера $P = 1000 \pm 50 \text{ м}$; средний угол наклона бортов карьера $\gamma_{cp} = 40 \pm 2^\circ$.

Определяем частные производные:

$$\frac{dV}{dS_d} = H_K = 200;$$

$$\frac{dV}{dH_K} + S_d + p H_K \operatorname{ctg} \gamma_{cp} + \pi H_K^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{cp} = 476\,760;$$

$$\frac{dV}{dp} = \frac{1}{2} H_K^2 \operatorname{ctg} \gamma_{cp} = 23\,836;$$

$$\begin{aligned} \frac{dV}{d\gamma_{cp}} &= -\frac{1}{2} p H_K^2 \frac{1}{\sin^2 \gamma_{cp}} + \frac{\pi}{3} H_K^3 2 \operatorname{ctg} \gamma_{cp} - \frac{1}{\sin^2 \gamma_{cp}} = \\ &= -\frac{p H_K^2}{2 \sin^2 \gamma_{cp}} - \frac{2 \pi H_K^3 \operatorname{ctg} \gamma_{cp}}{3 \sin^2 \gamma_{cp}} = 96\,707\,320. \end{aligned}$$

По формуле (3.13) определяем абсолютную погрешность вычисления объема карьера

$$\begin{aligned} \Delta_V &= \left| \frac{dV}{dS_d} \right| |\Delta S_d| + \left| \frac{dV}{dH} \right| |\Delta H| + \left| \frac{dV}{dP} \right| |\Delta P| + \left| \frac{dV}{d\gamma} \right| |\Delta \gamma| = \\ &= 200 \cdot 2000 + 476\,760 \cdot 10 + 23\,836 \cdot 50 + 96\,707\,320 \times \\ &\times 0,0348 = 9\,724\,814 \text{ м}^3. \end{aligned}$$

По формуле (3.16) определяем объем карьера

$$V_x = 60\,000 \cdot 200 + \frac{1}{2} \cdot 1000 \cdot 200^2 \cdot 1,1918 + \frac{3,14}{3} \times$$

$$\times 200^3 \cdot 1,1918^2 = 12\,000\,000 + 23\,836\,000 +$$

$$+ 11\,893\,375 = 47\,729\,375 \text{ м}^3.$$

Относительная погрешность вычисления объема карьера

$$\delta_\Delta = \frac{9\,724\,814}{47\,729\,375} = 20,4\%.$$

Пример 5. Найти погрешность вычисления конечной глубины карьера при мощности залежи $M = 120 \pm 10$ м, мощности пропластков $m = 15 \pm 2$ м, угле погашения борта карьера по лежащему боку $\gamma_\pi = 36^\circ$, угле погашения по висячему боку $\gamma_\pi = 40^\circ$, граничном коэффициенте вскрыши $K_r = 5 \pm 1 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Определяем конечную глубину карьера для поперечного сечения по формуле

$$H_k = \frac{K_r (M - m) - m}{\text{ctg } \gamma_\pi + \text{ctg } \gamma_\pi} = \frac{5 (120 - 15) - 15}{1,38 + 1,19} = 198,6 \text{ м.}$$

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

$$\delta = \frac{59,7}{198,6} = 30\%.$$

Определяем конечную глубину карьера в целом по месторождению по формуле

$$H_k = \text{tg } \gamma_{\text{ср}} \left(\sqrt{0,025 p^2 + 0,32 K_r S_\pi} - 0,16 p \right) = 0,839 \times$$

$$\times \left(\sqrt{0,025 \cdot 1000^2 + 0,32 \cdot 5 \cdot 60\,000} - 0,16 \cdot 1000 \right) = 157,6 \text{ м.}$$

Определяем частные производные:

$$\frac{dH_k}{d\gamma_{\text{ср}}} = \frac{\sqrt{0,025 p^2 + 0,32 K_r S_\pi} - 0,16 p}{\cos^2 \gamma} = 320,5;$$

$$\frac{dH}{dp} = \frac{0,05 p \text{ tg } \gamma_{\text{ср}}}{2 \sqrt{0,025 p^2 + 0,32 K_r S_\pi}} - 0,16 \text{ tg } \gamma_{\text{ср}} = -0,0739;$$

$$\frac{dH}{dK_r} = \frac{0,32 S_\pi \text{ tg } \gamma}{2 \sqrt{0,025 p^2 + 0,32 K_r S_\pi}} = 23,1;$$

$$\frac{dH}{dS} = \frac{0,32 K_r \text{ tg } \gamma}{2 \sqrt{0,025 p^2 + 0,32 K_r S_\pi}} = 0,0019.$$

При граничном коэффициенте вскрыши $K_r = 1 \text{ м}^3$ абсолютная погрешность $\Delta = 58,4$ м, а относительная погрешность $\delta = 37\%$;

при $K_r = 0,5 \text{ м}^3/\text{м}^3$ погрешности Δ и δ равны соответственно 46,8 м и 29,7%.

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

Часовая производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_9 = \frac{3600 E}{t} \cdot \frac{k_n}{k_p} k_{ис}, \text{ м}^3. \quad (3.17)$$

Емкость ковша экскаватора $E = 8 \text{ м}^3$, продолжительность рабочего цикла экскаватора $t_{ц} = 25 \text{ с}$, коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_n = 0,9$, коэффициент разрыхления породы $k = 1,2$, коэффициент использования экскаватора во времени $k_{ис} = 0,8$. Часовая производительность экскаватора, определенная по формуле (3.17), равна 691 м^3 . При относительной погрешности 20% абсолютная погрешность вычисления производительности $\Delta_{п_9} = 138,2 \text{ м}^3$.

Абсолютную погрешность исходных данных определяем по формуле

$$\Delta = \frac{\Delta_{п_9}}{\sum_{i=1}^n \left| \frac{dP_9}{dX_i} \right|},$$

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

$$\Delta_{k_n} = \frac{138,2}{5 \cdot 768} = 0,04;$$

коэффициента разрыхления породы

$$\Delta_{k_p} = \frac{138,2}{5 \cdot 576} = 0,05;$$

коэффициента использования экскаватора во времени

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

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 допускаемых 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 точности исходных данных. Чрезмерная точность 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, как правило, 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 последующих этапов обычно пересматриваются и уточняются в соответствующих проектах реконструкции карьеров. Погрешность проектных решений для перспективных этапов часто превышает 30—50%.

§ 9. ПРИМЕНЕНИЕ ЭВМ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ КАРЬЕРОВ

Горная промышленность характеризуется сравнительно быстрым изменением технических и экономических условий и значительными все возрастающими затратами на строительство карьеров. В таких условиях проектные и плановые решения должны приниматься в короткие сроки, быть оптимальными и при необходимости быстро корректироваться. При обычных способах расчетов этого достичь не представляется возможным, так как расчет необходимого числа вариантов чрезмерно трудоемок и требует больших за-

трат времени, а сроки проектирования, как правило, ограничены. Широкое применение ЭВМ при проектировании является единственным путем преодоления все возрастающего разрыва между ограниченными возможностями применяемых в настоящее время традиционных методов проектирования и современными требованиями, которые к ним предъявляются высокими темпами научно-технического прогресса и быстро развивающимся производством.

Применение ЭВМ при проектировании горных предприятий позволяет осуществить переход к оптимальному проектированию и планированию. Реализация оптимальных решений снижает затраты на строительство карьеров и эксплуатацию горных предприятий, повышает эффективность капитальных затрат и рентабельность производства на 10—15% и более. Для средних и крупных предприятий горнодобывающей промышленности это означает получение экономического эффекта, измеряемого миллионами и десятками миллионов рублей за период отработки месторождения. При этом значительно сокращаются сроки решения задач и их трудоемкость, повышается производительность труда проектировщиков, устраняются громоздкие рутинные расчеты исполнителей, а их работа становится более творческой. Первоочередное внедрение ЭВМ рационально для автоматизации простых, но громоздких и трудоемких расчетов (строительных, электротехнических, сантехнических, сметно-финансовых и др.) и для нахождения оптимальных решений в сложных технико-экономических задачах, требующих применения математического программирования или рассмотрения большого числа вариантов, расчет которых без использования ЭВМ настолько трудоемок, что допустимые нормативами сроки практически невозможны в условиях проектного института. К таким задачам при проектировании карьеров относятся обоснование глубины открытых работ, обоснование производительности карьера, выбор способа вскрытия, вида транспорта полезного ископаемого и вскрыши и другие принципиальные задачи проекта, определяющие капитальные затраты, конечные технико-экономические показатели и общую эффективность проекта. Внедрение ЭВМ для проектирования горных предприятий осуществляется организационно и методически в два этапа. На первом этапе электронные вычислительные машины используются для решения отдельных задач проекта, который в целом разрабатывается по обычной схеме. На втором этапе ЭВМ будут использоваться в виде системы автоматизированного проектирования (САПР), которая должна включать пакеты программ для решения тех или иных задач проекта, управляющие программы, осуществляющие увязку решений отдельных задач в единый проект, комплекс технических средств (ЭВМ, устройства для автоматизированного поиска и ввода исходных данных, устройства для автоматизированного выполнения итоговой проектной документации, устройства для преобразования графической документации в числовую и буквенную и наоборот и др.).

Широкое применение ЭВМ станет возможным, если будут разработаны сборники математического описания задач, методики постановки и решения задач, инструкции по подготовке исходных данных в форме, требуемой вычислительным центром, и другие материалы, необходимые для постановки и подготовки задачи в проектно-институте, алгоритмы, программы и подпрограммы, а также инструкции по их использованию и другие материалы, необходимые для решения задачи в вычислительном центре. Разработка программ для решения горных задач на ЭВМ является трудоемкой и дорогостоящей. Разработки рабочих программ включают постановку задачи и ее математическое описание, разработку алгоритма и составление блок-схемы решения задачи, написание и отладку программы, экспериментальную эксплуатацию программы, оформление документации.

Постановка и математическое описание задачи включают формулировку цели задачи, условия и общий принцип ее решения, перечень исходных данных и конечных результатов, организационные и прочие факторы, которые следует учитывать при решении задачи, требуемую точность расчетов, запись основных математических зависимостей и ограничений.

Алгоритм решения задачи дает точное описание порядка выполнения всех операций. Алгоритм записывается словами и с помощью обычных математических средств (формул, уравнений, неравенств и др.). В алгоритме указываются тип ЭВМ и необходимый комплект внешних запоминающих устройств и производится распределение памяти оперативного и внешнего запоминающих устройств. С целью установления последовательности выполнения математических и логических операций алгоритм оформляется в виде блок-схемы, которая представляет собой систематизированную графическую запись алгоритма решения задачи.

На основании блок-схемы пишется программа на принятом для данной машины языке (машинном, машинно-ориентированном или алгоритмическом). После написания программы производится ее отладка и устраняются возможные ошибки алгоритмизации, неправильное понимание функций машины, опiski и др. Первым этапом в отладке является трансляция программы на машинный язык (если программа составлена на машинно-ориентированном или алгоритмическом языке). Транслятор проверяет правильность записи команд. Если команда записана правильно, то она выполняется, если команда записана неправильно, то она выписывается в отдельный список для исправления. На втором этапе устраняются ошибки с помощью подготовленного вручную контрольного примера, который по составленной программе просчитывается на машине. В случае совпадения результатов ручного счета и машинного программу отлаживают на фактических исходных данных (на реальной задаче). Часто отладка программы на контрольном примере является экспериментальной эксплуатацией программы.

Разработка программы завершается оформлением документации, которая включает описание алгоритмов и программ, входной и выходной информации, инструкцию по перфорации, инструкцию по эксплуатации программ, программу и контрольный пример. Программа разрабатывается, как правило, с участием большого круга специалистов. Вычислительный центр обычно включает группы алгоритмизации (постановки задач), программирования и обслуживания ЭВМ. Трудоемкость работ по составлению программ зависит от их сложности.

Машинные программы делятся на четыре категории сложности: сложные логические программы, объединенные в систему, типовые и организующие программы, программы типа «диспетчер»; программы сравнительно сложной логической структуры, отличающиеся разнообразием форм входных и выходных данных или их сложностью;

программы несложной логической структуры с простой формой входной и выходной информации, которые требуют модификации разработанных алгоритмов для ЭВМ;

расчетные программы, реализующие несложные алгоритмы вычислительного характера, которые не требуют модификации разработанных алгоритмов.

Затраты труда на составление программы устанавливаются для рабочей части (постановка задачи, математическое описание, разработка алгоритма и блок-схемы, написание, отладка и экспериментальная эксплуатация программы) и для оформительской части (оформление документации).

Задачи проектирования открытых горных работ характеризуются значительной сложностью и трудоемкостью.

Проектные задачи по разработанным программам решаются в вычислительном центре проектного института. Для этого инженер технологического отдела подбирает типовую программу, соответствующую условиям задачи, подготавливает согласно инструкции исходную информацию и передает ее в вычислительный центр, обеспечивающий решение данной задачи на ЭВМ. Результаты решения задачи, напечатанные ЭВМ в виде последовательного ряда чисел, таблиц или графиков, поступают обратно в технологический отдел. Инженер технологического отдела анализирует результаты расчета и принимает окончательное решение. В случае необходимости он задает дополнительные варианты задачи. Расчет на ЭВМ повторяется до получения требуемого результата.

§ 10. ОСНОВЫ СИСТЕМ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Наибольший эффект от применения ЭВМ при проектировании достигается в системах автоматизированного проектирования (САПР). Проблема автоматизации проектирования во всех промышленных странах относится в настоящее время к числу важнейших научно-

технических и организационных задач. В нашей стране автоматизация проектирования входит в число важнейших государственных задач. Стремительное развитие и большие масштабы САПР породили следующие причины:

1. Системы проектирования, планирования и управления, основанные на ЭВМ, являясь в настоящее время одним из основных факторов обеспечения темпов технического прогресса, средством, разрешающим противоречие между сложностью задач и требованием их все более быстрого оптимального решения, между гигантскими объемами рутинных ручных работ и все меньшим числом людей, желающих выполнить эти работы с высоким качеством, между высокой концентрацией производства (большими затратами на строительство) и необходимостью выдавать в краткие сроки оптимальные решения в проектах и планах.

2. Высокая эффективность, высокая рентабельность и прибыльность САПР. Эффект достигается в период проектирования (благодаря сокращению в десятки раз трудовых затрат и времени на разработку проекта), в период строительства или реконструкции (благодаря уменьшению капитальных затрат и сокращению сроков строительства на 15—20%), эксплуатационный период (благодаря оптимальным решениям по вскрытию, системе разработки, технологическим процессам и повышению качества добываемых руд).

3. Применение САПР вызывает социальный эффект, суть которого состоит в переходе на более высокую ступень творческого труда в проектных организациях.

Развитие САПР идет по двум путям.

Первый путь — создание САПР в отраслях, объединениях, в крупных ведущих проектных и конструкторских организациях; второй путь — широкое применение типовых расчетов, алгоритмов и программ в проектно-конструкторских организациях и на горных предприятиях.

Создание САПР регламентируется стандартами, общеотраслевыми и отраслевыми руководящими материалами. Руководящие материалы определяют цели, функции и структуру САПР.

САПР состоит из подсистем. Подсистема — это основное структурное звено, обеспечивающее получение законченных проектных решений и соответствующих проектных документов. Основными компонентами САПР являются следующие виды обеспечения.

Методическое обеспечение — это документы, в которых изложены теория, методы, способы, математические модели, алгоритмы, терминология, нормативы, стандарты и другие данные, обеспечивающие методическое проектирование.

Программное обеспечение — это документы с текстами программ, программы на машинных носителях, пакеты прикладных программ и эксплуатационные документы.

Техническое обеспечение — это устройство вычислительной и организационной техники, средства передачи данных, измерительные и другие устройства.

Информационное обеспечение — это документы, содержащие типовые решения, технико-экономические показатели, необходимые для функционирования подсистем САПР. В информационное обеспечение входят также файлы и блоки данных на машинных носителях с записью указанных документов, образующих банк данных.

Организационное обеспечение — это руководящие и методические материалы, инструкции, приказы, штатные расписания, квалификационные требования и другие материалы, обеспечивающие взаимодействие подразделений проектной организации при создании и эксплуатации САПР.

Организация автоматизированного решения задач при проектировании. Проект состоит из комплекса различных, но взаимосвязанных задач. Цель проектирования — решить этот комплекс задач и выдать проектную документацию высокого качества и в кратчайшие сроки. Достоверность и оптимальность проектов и планов определяются количеством и качеством исходной информации, а также средствами и методами ее переработки в процессе проектирования.

Для решения любой задачи проекта необходимо выполнить следующее:

- подготовить исходную информацию в графической, цифровой и буквенной форме;

- ввести информацию в ЭВМ с помощью шифраторов и дисплеев, карточных или ленточных устройств ввода информации, пишущих машинок (типа «Консул» или других устройств);

- переработать информацию посредством ЭВМ и программ к ним в соответствии с заданием;

- оценить решение, внести поправки и скорректировать его, снова решать до тех пор, пока не получим желаемый (отвечающий критерию) результат;

- изготовить документацию в форме, необходимой потребителю (с помощью графопостроителей изготовить чертежи, посредством множительных устройств изготовить необходимое число экземпляров таблиц, пояснительные записки и др.).

Этому служат указанные выше компоненты САПР, объединение которых в рамках проектирования горного предприятия примерно следующее. Методическое, программное и информационное обеспечение проектный институт должен иметь в своем вычислительном центре в полном комплекте, а также иметь возможность пополнять эти виды обеспечения по мере необходимости. Кроме того, он должен иметь участки автоматизированного проектирования, оборудованные шифраторами, дисплеями, мини-ЭВМ, графопостроителями, телетайпами и другими устройствами для хранения и обработки различного вида информации и автоматизированного изготовления проектной документации.

Группа автоматизированного проектирования в диалоговом режиме решает задачу и посредством графопостроителей и других устройств выдает готовую проектную документацию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., Недра, 1970.
2. Вентцель Е. И. Исследования операций. М., Знание, 1976.
3. Винницкий К. Е. Параметры систем открытой разработки месторождений. М., Недра, 1966.
4. Винницкий К. Е., Реентович Э. И. Применение математических методов при проектировании карьеров. М., ЦНИИЭИуголь, 1968.
5. Дега В. ЭВМ думает, считает, управляет. М., Мир, 1974.
6. Марголин А. М. Оценка запасов минерального сырья. Математические методы. М., Недра, 1974.
7. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. М., Мир, 1968.
8. Мельников Н. В. Теория проектирования горных предприятий (состояние и задачи развития). — В кн.: Научные основы проектирования горных предприятий. М., Наука, 1968, с. 5—11.
9. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М., Унипро-медь, 1975.
10. Рейхель Б. Л., Петренко Е. В. Технико-экономические обоснования проектов горных предприятий. М., Недра, 1975.
11. Правила технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом. М., Недра, 1972.
12. Проектирование, планирование и управление производством на карьерах посредством ЭВМ. Под ред. В. В. Ржевского. М., Недра, 1966.
13. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
14. Теория и практика открытых разработок. Н. В. Мельников, А. И. Арсентьев, М. С. Газизов и др. М., Недра, 1973.
15. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. М., Экономика, 1969.
16. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.

ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТА

§ 1. КРИТЕРИИ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

Требования оптимальности и достоверности являются главнейшими при решении всех многочисленных и разнообразных технико-экономических задач проекта горного предприятия. Вместе с повышением темпов технического прогресса, с увеличением масштабов производства, параметров машин, строительных объектов, с повышением интенсивности технологических процессов, степени механизации и автоматизации, с уменьшением трудоемкости работ и повышением заработной платы обслуживающего персонала растут требования к экономичности технических решений, к повышению экономической эффективности общественного производства. Становится неизбежным требование оптимальности технических решений на всех этапах и во всех звеньях технологического процесса. В Программе КПСС говорится о первостепенном значении повышения эффективности капитальных вложений, обеспечения наибольшего прироста на каждый затраченный рубль капитальных вложений и сокращения сроков окупаемости этих вложений.

Требования оптимальности технических решений особенно важно в горной промышленности, где цена на сырье практически отсутствует, а основные затраты приходятся на технологический процесс, от эффективности которого зависят экономические результаты производства. Для горной промышленности характерна высокая концентрация эксплуатационных и капитальных затрат на одном объекте. Поэтому отклонения от оптимальных решений при проектировании могут принести значительный ущерб.

Горные работы в настоящее время связаны с большими затратами средств на строительство карьера, на 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 — сотни миллионов руб. Цены на горнотранспортное оборудование для открытых разработок также значительны (например, автосамосвал БелАЗ-549 стоит 135 тыс. руб., буровой станок СБШ-250А — 97 тыс. руб., экскаватор ЭКГ-8И — 389 тыс. руб., экскаватор ЭШ-15/90А — 1,9 млн. руб.)

Экономическая эффективность технических решений колеблется в широких пределах. В таких задачах, как выбор типа карьерного оборудования, суммарные затраты для различных вариантов различаются, как правило, 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 качества 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 календарных графиков вскрышных и добычных работ. В связи с этим все технико-экономические задачи рассматривают с точки зрения принятия оптимальных решений.

Основными вопросами технико-экономической оценки вариантов являются обоснование исходных показателей, выбор критерия экономической оценки сравниваемых вариантов, методов сравнения вариантов, средств для производства вычислений. Эффективность работы отрасли или предприятия оценивается такими показателями, как прибыль, себестоимость, производительность труда, рентабельность и др. Однако эти показатели для количественной оценки и сравнения большого числа вариантов технических решений трудно использовать из-за несопоставимости. Случаи, когда все показатели одного из сравниваемых вариантов 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 критерию себестоимости, как правило, оказывается худшим по критерию капитальных затрат. Поэтому при большом числе вариантов строгая количественная оценка их математическими методами становится невозможной.

Для большинства технико-экономических задач оптимальное решение может быть найдено путем сравнения достаточно большого числа вариантов, количественно оцениваемых по одному критерию. В этом случае значительно упрощается решение задачи, облегчается применение экономико-математических методов и ЭВМ.

Критерии оценки и сравнения вариантов технических решений должны отвечать следующим требованиям:

в достаточной степени учитывать все затраты общественного труда, связанные с рассматриваемым техническим решением (эксплуатационные и капитальные затраты, затраты в смежных звеньях производственного процесса, в смежных предприятиях и отраслях народного хозяйства);

количественно полно 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.

Такие показатели, как себестоимость полезного ископаемого, производительность труда, удельные капитальные затраты, непригодны в качестве основного критерия для технико-экономических задач. Себестоимость не может выступать в качестве критерия, так как она не позволяет учитывать в полной мере качество продукции и эффективность использования капитальных затрат. Как правило, чем ниже себестоимость, тем хуже качество, и наоборот. Например, при валовой выемке многосортных руд себестоимость 1 т руды ниже, чем при раздельной выемке. Однако качество руды при этом хуже. Поэтому с учетом затрат у потребителя вариант с раздельной выемкой может оказаться значительно эффективнее.

В показателе «производительность труда» не учитывается прошлый овеществленный труд. Поэтому варианты технических решений с высокой производительностью труда, требующие больших капитальных затрат, могут оказаться неэффективными для народного хозяйства.

Основные положения современной методики технико-экономической оценки вариантов и выбора оптимальных технических решений нашли отражение в работах [2, 3]. «Методика определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений» является обязательной для всех отраслей народного хозяйства при технико-экономическом обосновании выбора наилучших вариантов создания и внедрения новой техники, при расчете фактической эффективности новой техники, изобретений и рационализаторских предложений, при расчете премий и вознаграждений за изобретения, рационализаторские предложения, создание и внедрение новой техники и др. Методической основой анализа эффективности новой техники является сравнение экономических результатов использования новой и старой техники с учетом сопоставимости вариантов по объему и качеству продукции, социальным факторам, влиянию на окружающую среду и фактору времени. Согласно методике в расчетах используется нормативный коэффициент эффективности $E_n = 0,15$ и норматив приведения разновременных затрат $E_{н.п} = 0,1$.

Эффективность строительства предприятий, расширения производственных мощностей, вовлечения в хозяйственный оборот новых природных ресурсов исчисляется на основе «Типовой мето-

дики определения эффективности капитальных вложений», предназначенной для применения плановыми органами, министерствами, ведомствами, объединениями, предприятиями, научно-исследовательскими и проектными институтами. Согласно методике, эффективность капитальных затрат определяется путем сопоставления эффекта и затрат с учетом фактора времени.

При планировании и проектировании технические решения оцениваются по общей экономической эффективности, а рациональный вариант выбирается по сравнительной экономической эффективности. Общая экономическая эффективность по отдельным предприятиям, стройкам и объектам определяется по формуле

$$Э_{к. п} = \frac{Ц - С}{K}, \quad (4.1)$$

где K — капитальные затраты на строительство объекта; $Ц$ — стоимость годового объема продукции в оптовых ценах предприятия; $С$ — себестоимость годового объема продукции.

Показателем сравнительной экономической эффективности капитальных затрат является минимум приведенных затрат, которые определяются по формулам:

$$C_i + E_n K_i = \min; \quad (4.2)$$

$$K_i + T_n C_i = \min, \quad (4.3)$$

где K_i — капитальные затраты по i -му варианту; C_i — годовые текущие затраты по i -му варианту; E_n — нормативный коэффициент эффективности; T_n — нормативный срок окупаемости капитальных затрат:

$$T_n = \frac{1}{E_n}.$$

Если по сравниваемым вариантам капитальные затраты осуществляются в разные сроки, а текущие затраты изменяются во времени, то все затраты должны быть приведены к одному моменту оценки с коэффициентом приведения $E_{н. п} = 0,08$.

Экономическая оценка вариантов может осуществляться по минимуму затрат или по максимуму результатов, т. е. по прибыли. Если в сравниваемых вариантах объем продукции (по количеству и качеству) задан и одинаков, то варианты оцениваются по минимуму затрат. Если объем продукции различен, то варианты сравниваются по прибыли. При этом полезный эффект по варианту может быть определен на основе оптовых цен или на основе замыкающих затрат, если их величина для данных условий установлена.

Метод решения и критерий оценки задачи определяются временной ее характеристикой. В динамических задачах необходимо учитывать разновременность затрат и результатов, что существенно меняет критерии и методику технико-экономической оценки. Ос-

новые положения методики технико-экономической оценки вариантов, выбор критерия экономической оценки и методики сравнения вариантов необходимо рассматривать применительно к статическим и динамическим задачам.

При проектировании и планировании горных предприятий решаются задачи не для всего народного хозяйства, а для отдельного объекта, т. е. локальные задачи. Однако и в этом случае обязательным является требование народнохозяйственного подхода, суть которого состоит в необходимости учета не только непосредственных затрат и получаемых результатов, но и полезного эффекта и затрат, которые возникают вне локальной задачи, в смежных звеньях и являются ее следствием. Например, выбор способа разработки месторождения (подземного или открытого) приводит к различной потребности продукции машиностроения, транспорта, энергетики и к различным капитальным затратам в эти отрасли. Из-за сложных взаимосвязей отраслей народного хозяйства невозможно конкретно учесть все многочисленные последствия, к которым может привести в других отраслях то или иное решение, принятое в частной технической задаче. Требование народнохозяйственного подхода при решении локальных задач осуществляется в основном с помощью механизма цен и путем ограничений фонда капитальных затрат, выделенных ресурсов, рабочей силы, сырья, запасов полезных ископаемых и материалов, потребности производимой продукции, а также путем количественного учета фактора времени. Следует отметить, что, как правило, только прибыль позволяет оценить разницу вариантов по количеству и качеству продукции, по срокам ввода новых мощностей и др.

Согласно методике определения экономической эффективности капитальных вложений при решении задач необходимо приводить различные варианты в сопоставимый по полезному эффекту вид. В некоторых случаях различные варианты возможно приводить в сопоставимый вид по полезному эффекту путем включения заменяющего варианта. Например, если варианты различаются по сроку эксплуатации или объему выпускаемой продукции, то может быть использован метод компенсирующего предприятия. Если цены недостоверны и могут внести недопустимую ошибку в расчеты, то задачу необходимо решать с учетом затрат у потребителя. Например, варианты развития горных работ, влияющие на качество продукции, следует оценивать не только по затратам на горные работы, но и по затратам на обогащение. Такой прием в некоторых несложных задачах позволяет ограничиться расчетом приведенных затрат. Однако в большинстве случаев (особенно в комплексных задачах и при большом числе вариантов) варианты не могут быть приведены в сопоставимый вид. Удовлетворительное решение в таких задачах может быть получено только при условии учета прибыли. Прибыль и рентабельность, будучи критериями оценки вариантов, позволяют разрешить также те трудности, которые связаны с необходимостью учета требований народнохозяйственного подхода.

§ 2. 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 по первоначальным капитальным K_i и годовым эксплуатационным $\mathcal{E}_i$ (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 типовая методика [2] рекомендует для определения оптимального варианта использовать в качестве критерия срок окупаемости затрат или годовые приведенные затраты. В первом случае сопоставляются фактический T_Φ и нормативный T_n сроки окупаемости дополнительных капитальных затрат. Оптимальный вариант должен удовлетворять условию

$$T_\Phi = \frac{K_1 - K_2}{\mathcal{E}_2 - \mathcal{E}_1} < T_n. \quad (4.4)$$

Если $E_n = 0,15$, то $T_n \leq 6,7$ года. При использовании в качестве критерия годовых приведенных затрат оптимальный вариант должен удовлетворять минимуму суммы приведенных затрат, т. е.

$$\mathcal{E}_i + E_n K_i = \min \quad (4.5)$$

или

$$\mathcal{E}_i T_n + K_i = \min. \quad (4.6)$$

Особенно большое влияние на результаты расчета оказывает коэффициент E_n . Чем меньше значение E_n , тем выгоднее варианты с большими капитальными затратами. При больших значениях E_n выгодными оказываются варианты с малыми капитальными затратами. Оптимальным является такое значение E_n , при котором объем продукции и требование к капитальным затратам балансируются с выделенными ресурсами в пределах не менее отрасли промышленности [6]. В настоящее время в целом для народного хозяйства коэффициент эффективности рекомендуется принимать $E = 0,15$ [3].

В работе [1] оптимальный вариант рекомендуется определять по следующим критериям:

по минимуму годовых приведенных затрат с учетом реновационных отчислений, т. е.

$$E_n K_i + \mathcal{E}_i = \min, \quad (4.7)$$

где K_i — капитальные затраты; $\mathcal{E}_i$ — годовые текущие затраты,

включающие амортизационные отчисления, вычисляемые по коэффициенту $k_{\text{рен}}$ реновации;

$$k_{\text{рен}} = \frac{E_{\text{н}}}{(1 + E_{\text{н}})^{t_{\text{с}} - 1}}; \quad (4.8)$$

$t_{\text{с}}$ — срок службы объекта, годы;

по минимуму суммы приведенных капитальных и текущих затрат за весь срок службы объекта без учета реновационных отчислений, т. е.

$$K_i + \sum_{t=1}^{t=t_{\text{с}}} \frac{I_i}{(1 + E_{\text{н}})^t} = \min, \quad (4.9)$$

где I_i — годовые текущие затраты за вычетом реновационных отчислений A_i :

$$I_i = \mathcal{E}_i - A_i;$$

$$A = K_i k_{\text{рен}};$$

по сроку окупаемости капитальных затрат (путем сопоставления фактического $T_{\text{ф}}$ и нормативного $T_{\text{н}}$ сроков окупаемости);

$$(K_i + \mathcal{E}_i T_{\text{н}}) = \min. \quad (4.10)$$

Капитальные и годовые текущие затраты для сравнения вариантов могут быть определены способом составления калькуляций и смет, способом удельных единичных показателей и по укрупненным показателям Центрогипрошахта.

§ 3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА В ДИНАМИЧЕСКИХ ЗАДАЧАХ

В отличие от статических задач при решении динамических задач необходимо учитывать не только величину затрат и прибыли, но и время вложения затрат и время получения прибыли. Время вложения затрат и получения прибыли является иногда таким же существенным фактором в оценке экономической эффективности, как и величина затрат и прибыли. 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 «discount» — считать). Для

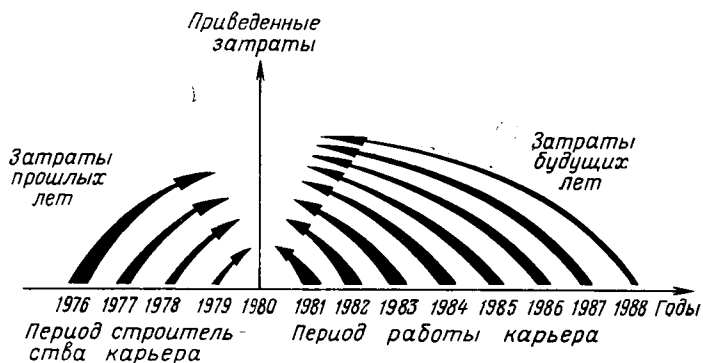


Рис. 4.1. Схема, поясняющая приведение прошлых и будущих затрат к расчетному году

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 равен одному году, т. е. условно ежегодные затраты осуществляются дискретно в конце года. В рассматриваемом периоде момент оценки может быть 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 в случае реконструкции — к концу основного периода реконструкции. Рассматриваемый срок делится на период строительства и период эксплуатации. Затраты в период строительства — это затраты прошлых лет, а затраты, произведенные в период эксплуатации, — это будущие затраты (рис. 4.1). Приведенные затраты или прибыль любого прошлого года по отношению к моменту оценки определяются по формуле

$$Z_{nt} = Z_t (1 + E_{н.п})^t, \quad (4.11)$$

где Z_t — действительные затраты, произведенные t лет назад; $1 + E_{н.п}$ — коэффициент дисконтирования; t — период, отделяющий время вложения затрат от момента их оценки, годы;

$$t = t_n - t_3; \quad (4.12)$$

t_n — момент оценки, т. е. год, к которому приводятся затраты;
 t_3 — год, в котором произведены затраты.

Будущие затраты и прибыль определяются по формуле

$$Z_{6t} = \frac{Z_t}{(1 + E_{н.п})^t}, \quad (4.13)$$

где Z_t — затраты, которые будут произведены через t лет по отношению к моменту оценки.

$$t = t_3 - t_n. \quad (4.14)$$

Например, по формуле (4.13) найдем, что 1 руб., который предполагается вложить через 5 лет, будет оценен равным 68 коп. при $E_{н.п} = 0,08$. Аналогично 1 руб. прибыли, которая согласно расчетам должна быть получена через 5 лет, в данный момент будет оценен равным 68 коп.

На результаты расчетов и на оценку сравниваемых вариантов существенное влияние оказывает коэффициент $E_{н.п}$ приведения разновременных затрат. Если принять $E_{н.п} = 0,12$, то 1 руб. затрат или прибыль через 5 лет будет оцениваться равным не 68 коп., а лишь 48 коп., т. е. на 30% меньше. Согласно методике [3] рекомендуется принимать $E_{н.п} = 0,08$. При определении экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений рекомендуется принимать $E_{н.п} = 0,1$ [2]. Для некоторых отраслей народного хозяйства и особых технико-экономических задач принимают другие значения $E_{н.п}$.

В табл. 4.1 приведен пример оценки двух вариантов календарного распределения затрат на строительство сооружения за 7 лет при $E_{н.п} = 1,0$. Как видно из табл. 4.1, при оценке по действительным затратам лучшим является I вариант. Однако распределение затрат во II варианте лучше. Поэтому при оценке по сумме приведенных затрат II вариант является более выгодным.

При $E_{н.п} \leq 0,15$ имеет место соотношение

$$E_{н.п} \approx \ln(1 + E_{н.п}).$$

Следовательно,

$$(1 + E_{н.п})^{-t} \approx e^{-E_{н.п} t}, \quad (4.15)$$

где e — основание натуральных логарифмов.

Таблица 4.1

Показатели	Годы						
	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й	6-й	7-й
Ежегодные затраты по I варианту	12	11	9	7	4	2	1
То же, по II варианту	1	3	5	7	9	12	14
Ежегодные приведенные затраты по I варианту	12	10	7,4	5,3	2,7	1,2	0,6
То же, по II варианту	1,0	4,5	4,1	5,3	6,2	7,4	7,9
Суммарные затраты по I варианту	12	23	32	39	43	45	46
То же, по II варианту	1	4	9	16	25	37	51
Суммарные приведенные затраты по I варианту	12	22	29,4	34,7	37,4	38,6	39,2
То же, по II варианту	1	5,5	9,6	14,9	21,1	28,5	36,4

Примечание. В таблице затраты даны в миллионах рублей.

Формула (4.15) в ряде случаев более удобна для расчетов.

В табл. 4.2 приведены значения коэффициента $(1 + E_{н. п})^t$ для различных сроков дисконтирования.

В динамических задачах варианты могут различаться по величине затрат, времени их вложения, моменту оценки при тех же объеме и качестве продукции, т. е. варианты тождественны по полезному эффекту. В этом случае критерием оценки вариантов является минимум суммы приведенных затрат за оцениваемый период T , т. е.

$$\min \sum_{t=0}^T 3_{пт} = \sum K_{пт} + \sum I_{пт} - O_{пт}, \quad (4.16)$$

Таблица 4.2

$E_{н. п}$	Значения коэффициента $(1 + E_{н. п})^t$ для различных сроков приведения, годы							
	1	2	3	4	5	6	7	8
1,08	1,08	1,17	1,26	1,36	1,47	1,58	1,71	1,85
1,10	1,10	1,21	1,33	1,46	1,61	1,77	1,95	2,14
1,12	1,12	1,25	1,40	1,57	1,76	1,97	2,21	2,47
1,14	1,14	1,30	1,48	1,69	1,92	2,19	2,50	2,85
1,16	1,16	1,35	1,56	1,81	2,10	2,43	2,82	3,27
1,20	1,20	1,44	1,73	2,07	2,49	2,98	3,58	4,30

Продолжение табл. 4.2

$E_{н. п}$	Значения коэффициента $(1 + E_{н. п})^t$ для различных сроков приведения, годы							
	9	10	11	12	13	14	15	16
1,08	1,99	2,15	2,32	2,51	2,71	2,93	3,16	3,41
1,10	2,36	2,59	2,85	3,14	3,45	3,79	4,17	4,58
1,12	2,77	3,10	3,47	3,87	4,35	4,87	5,46	6,11
1,14	3,24	3,70	4,22	4,81	5,48	6,24	7,12	8,11
1,16	3,80	4,40	5,11	5,92	6,87	7,97	9,25	10,72
1,20	5,16	6,19	7,42	8,91	—	—	—	—

Продолжение табл. 4. 2

$E_{н. п}$	Значения коэффициента $(1 + E_{н. п})^t$ для различных сроков приведения, годы							
	17	18	19	20	22	24	26	30
1,08	3,68	3,98	4,30	4,64	5,41	6,31	7,36	10,01
1,10	5,05	5,55	6,11	6,72	8,12	9,83	11,89	—
1,12	6,85	7,67	9,62	12,06	13,51	—	—	—
1,14	9,25	10,54	12,02	13,70	—	—	—	—
1,16	12,44	14,43	—	—	—	—	—	—
1,20	—	—	—	—	—	—	—	—

где $\sum K_{ni}$ — сумма приведенных капитальных затрат за оцениваемый период по i -му варианту; $\sum I_{ni}$ — сумма приведенных текущих затрат (эксплуатационные затраты за вычетом отчислений на renovación) с учетом платы за фонды; O_{ni} — остаточная реализуемая стоимость основных и оборотных фондов по данному варианту, приведенная к тому же моменту оценки, руб.

Кроме того, варианты могут различаться по объему и качеству продукции за оцениваемый период. В самом общем случае варианты могут различаться не только величиной и временем вложения затрат, но величиной и временем получения прибыли. В этом случае в качестве критерия используется максимум приведенной прибыли за оцениваемый период (разность между суммой приведения доходов от реализации продукции и суммой приведенных затрат на ее производство), т. е.

$$\max \sum_{t=0}^{t=T} P_{ni} = \sum C_{ni} - \sum Z_{ni} + O_{ni}, \quad (4.17)$$

где $\sum P_{ni}$ — суммарная приведенная прибыль по i -му варианту за оцениваемый период;

$\sum C_{ni}$ — 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 является также рентабельность (отношение прибыли к стоимости основных и оборотных фондов)

$$\max \sum_{t=0}^{t=T} P_{ni} = \frac{\sum_{t=0}^{t=T} P_{ni}}{\sum_{t=0}^{t=T} Z_{ni}}. \quad (4.18)$$

Если рассматривать затраты и доходы не дискретными, а непрерывными, то в соответствии с формулой (4.17) максимум дисконтированной прибыли выразится в виде

$$\max \int_0^T \frac{(C_i^t - Z_i^t)}{(1 + E_{н.п})^t} dt + O_{ni}. \quad (4.19)$$

Дисконтированные прибыль и рентабельность, используемые в качестве критериев для оценки проектных решений, позволяют оценить в динамике варианты модели будущего 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 качественная оценка и сопоставление не только по стоимостным, но и по натуральным показателям. При этом существенное значение имеет динамика сравниваемых показателей. В настоящее время сравниваемые показатели даются применительно к одному периоду (к расчетному году) без указания их изменения во времени. Динамика показателей в ряде случаев оказывается в числе решающих факторов. Поэтому для оценки необходимо сравнивать динамические ежегодные показатели по вариантам как в период строительства, так и в период 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.).

§ 4. ПРИБЛИЖЕННЫЕ РАСЧЕТЫ ЗАТРАТ

Полные затраты на весь оцениваемый период равны сумме капитальных затрат K_c на строительство карьера, дополнительных капитальных затрат K_d на поддержание и развитие производственной мощности и на реконструкцию карьера в период эксплуатации, эксплуатационных затрат (без учета амортизационных отчислений) на вскрышные $\mathcal{E}_в$ и на добычные $\mathcal{E}_п$ работы, т. е.

$$\sum Z = K_c + K_d + \mathcal{E}_в + \mathcal{E}_п. \quad (4.20)$$

Составляющие полных затрат равны сумме ежегодных затрат в течение оцениваемого периода, т. е.

$$K_c = K_{c1} + K_{c2} + \dots + K_{ci} + \dots + K_{cf}; \quad (4.21)$$

$$K_d = K_{d1} + K_{d2} + \dots + K_{di} + \dots + K_{df}; \quad (4.22)$$

$$\mathcal{E}_в = \mathcal{E}_{в1} + \mathcal{E}_{в2} + \dots + \mathcal{E}_{vi} + \dots + \mathcal{E}_{vf}; \quad (4.23)$$

$$\mathcal{E}_п = \mathcal{E}_{п1} + \mathcal{E}_{п2} + \dots + \mathcal{E}_{pi} + \dots + \mathcal{E}_{pf}. \quad (4.24)$$

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 трудоемкость 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 на стадии ТЭО 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 основного оборудования и необходимых сооружений. Исходя из этого, составляется 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-й, 5-й, 10-й, 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 годовые затраты каждого года оцениваемого периода.

Достоинством 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 K_d на поддержание и развитие производительности в период эксплуатации и капитальных затрат K_p на реконструкцию. Капитальные затраты на строительство и реконструкцию горного предприятия равны сумме затрат на производство горно-капитальных работ, на создание произ-

водственных мощностей по горным работам, на 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 от 9 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 обуславливается 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 $K_{г.к}$ на горно-капитальные работы и затрат K_m на создание производственных мощностей, т. е.

$$K_c = K_{г.к} + K_m; \quad (4.25)$$

$$K_{г. к} = C_k \sum_{t=1}^{t_c} V_{г. к}; \quad (4.26)$$

$$K_m = d_{г. м} \alpha_t A_{г. м}, \quad (4.27)$$

где C_k — затраты на 1 м³ горно-капитальных работ; $V_{г. к}$ — объем горно-капитальных работ в t -й год строительства; $d_{г. м}$ — удельные капитальные затраты на создание производственных мощностей по горной массе; α_t — доля капитальных затрат на создание производственных мощностей в t -м году; t_c — срок строительства, годы.

В табл. 4.3 приведены удельные капитальные затраты на строительство железорудных карьеров в районах Центра и УССР. Для других районов эти показатели умножаются на коэффициент, значение которого для Урала и Казахстана, Западной Сибири, Северо-Западной Сибири, Северо-Запада и Восточной Сибири (для районов Крайнего Севера) равны соответственно 1,05; 1,07; 1,07; 1,15.

Распределение капитальных затрат на строительство карьеров по годам дано в табл. 4.4.

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

$$K_{д. м} = d_{д. м} \Delta A, \quad (4.28)$$

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).

Т а б л и ц а 4.3

Годовая производительность карьера по горной массе, млн. т	Капитальные затраты на 1 т горной массы, руб.	
	при железнодорожном транспорте на расстояние 10 км	при автомобильном транспорте на расстояние 3—3,5 км
3—5	2,60—2,50	2,35—2,23
5—10	2,50—2,25	2,23—2
10—20	2,25—1,90	2—1,64
20—50	1,90—1,50	1,64—1,25
50—70	—	1,25—1,20
70—100	1,50—1,35	—

П р и м е ч а н и е. В таблице приведены данные Гипроруды, в которых не учтены затраты на горно-капитальные работы, осушение и рекультивацию.

Капитальные затраты на полную реконструкцию

$$K_{p.н} = d_p (A_p - A_0), \quad (4.29)$$

где A_0 , A_p — производительность предприятия по горной массе соответственно до и после реконструкции;

d_p — 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

$$K_{п} = d_{п} A, \quad (4.30)$$

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 формуле

$$\mathcal{E}_{пт} = A_{пт} C_{пт}; \quad (4.31)$$

$$\mathcal{E}_{вт} = A_{вт} C_{вт}, \quad (4.32)$$

где $\mathcal{E}_{пт}$, $\mathcal{E}_{вт}$ — эксплуатационные затраты соответственно на добычные и вскрышные работы в t -м году; $A_{пт}$, $A_{вт}$ — соответственно

Т а б л и ц а 4.4

Продолжительность строительства, годы	Распределение капитальных затрат на строительство (%) по годам					
	1-й год	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

Примечание. В таблице приведены данные Гипроруды.

годовая добыча полезного ископаемого и годовой объем вскрыши в t -м году; $C_{\text{пл}}$, $C_{\text{вт}}$ — соответственно себестоимость полезного ископаемого (без учета затрат на амортизацию) и затраты на 1 м³ вскрыши в t -м году

Годовые объемы добычи и вскрыши принимаются по календарному графику. Себестоимость полезного ископаемого и затраты на 1 м³ 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.

$$\mathcal{E}_t = C_{6t}Q_t + C_{\text{тр}}Q_{it}\gamma L_{ti}, \quad (4.33)$$

где C_{6t} — бестранспортная составляющая затрат на 1 м³ горной массы i -го вида (полезное ископаемое, рыхлая или скальная вскрыша); $C_{\text{тр}}$ — затраты на 1 т·км; Q_{it} — объем горной массы i -го вида в t -й год; γ — плотность горной массы; L_{ti} — расстояние транспортирования i -го вида горной массы в t -й год.

§ 5. РАСЧЕТ КАПИТАЛЬНЫХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ ПО МЕТОДИКЕ ЦЕНТРОГИПРОШАХТА

Для технико-экономической оценки сравниваемых вариантов и приближенной экономической оценки технических и технологических решений Центрогипрошахтом разработана методика, позволяющая сравнительно быстро определять общие и удельные капитальные затраты, годовые эксплуатационные затраты на добычные и вскрышные работы, затраты на 1 м³ вскрыши и себестоимость ископаемого, численность рабочих на добычных и вскрышных работах, производительность труда рабочего, годовую трудоемкость ремонтов по видам оборудования и цехам, годовые эксплуатационные затраты на экскавацию, отвалообразование, буровзрывные работы и транспорт.

Капитальные затраты на добычные работы и годовые эксплуатационные затраты на вскрышные работы определяются по формулам соответственно:

$$K_y = \sum_{j=1}^m (K_{yj}n_{yj}) + \sum_{i=1}^m (K_{yi}L_{yi}) + \sum_{k=1}^m K_{yk}; \quad (4.34)$$

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_в = & \sum_{j=1}^m (P_{\text{п}j} + P_{\text{ч}j}t_j + \dots) n_{вj} + \sum_{i=1}^m (P_{\text{в}i}L_{\text{в}i}) + P_{\text{п.п}}l_{\text{п.п}} + \\ & + \sum_{k=1}^m P_{\text{в}k} + (1 - k_{\text{г.м}}) \sum_{j=1}^m (P_{\text{п}j} + P_{\text{ч}j}t_j + t_{\text{ч}j} + \dots) \times \\ & \times n_{\text{у.в}j} + (1 - K_{\text{г.м}}) \sum_{k=1}^m P_{\text{у.в}k}, \end{aligned} \quad (4.35)$$

где K_{yj} — капитальные затраты на единицу оборудования j -го

типа на добычных работах, руб; n_{yj} , $n_{y.вj}$ — инвентарное число единиц оборудования j -го типа соответственно на добычных и общекатьерных работах; K_{yi} — капитальные затраты на 1 км i -го вида железнодорожных путей, контактной сети и автодорог на добычных работах, руб; L_{yi} , L_{vi} — протяженность i -го вида железнодорожных путей, контактной сети и автодорог соответственно на добычных и вскрышных работах, км; K_{yk} — капитальные затраты на k -й объект на добычных работах, руб; $P_{пj}$ — постоянные эксплуатационные затраты на оборудование j -го типа, руб; $P_{чj}$ — часовые переменные эксплуатационные затраты на оборудование для j -го типа, руб; t_j — годовое время работы единицы оборудования j -го типа ч, P_{vi} — годовые эксплуатационные затраты на 1 км i -го вида железнодорожных путей, контактной сети и автодорог на вскрышных работах, руб; $P_{п.п}$ — эксплуатационные затраты на путеперемещаемые работы на вскрышных работах, руб; $l_{в.п}$ — годовой объем путеперемещаемых работ на вскрышных работах, км; $P_{в.к}$, $P_{у.в.к}$ — годовые эксплуатационные затраты на содержание k -го объекта соответственно на вскрышных и общекатьерных работах, руб; $k_{г.м}$ — коэффициент горной массы, показывающий относительное содержание угля в общем объеме горной массы.

В методических указаниях [4] приведены стоимостные параметры для различных бассейнов страны, характеристика оборудования и примеры расчета.

§ 6 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАЛЕНДАРНЫХ ГРАФИКОВ ГОРНЫХ РАБОТ НА ЭВМ

Экономическая оценка календарных графиков требует определения ежегодных затрат всех видов с учетом определяющих факторов за 15—20 лет и более. Поэтому и, как правило, динамическая оценка возможна лишь при использовании ЭВМ, обеспечивающем полу-

Т а б л и ц а 4.5

Годы	Капитальные затраты на горно-капитальные работы	Капитальные затраты на создание производственных мощностей	Капитальные затраты на поддержание и расширение производственных мощностей	Эксплуатационные затраты на вскрышные работы	Эксплуатационные затраты на добычные работы	Всего затрат	Оптовая стоимость добываемой руды	Прибыль	Себестоимость руды	Удельные капитальные затраты

чение за длительный период оценки следующие показатели: капитальные затраты на строительство карьера, капитальные затраты на расширение производственных мощностей, эксплуатационные затраты на вскрышные работы, оптовая цена на полезное ископаемое, прибыль. Эти показатели выдаются ЭВМ в двух формах — прямые и дисконтированные. По каждой из форм выдаются ежегодные значения показателей и их сумма за период оценки. Показатели выдаются ЭВМ на печать в удобной для использования табличной форме (табл. 4.5).

Годовые, капитальные и эксплуатационные затраты приводятся к одному моменту оценки. В качестве момента оценки принят первый год строительства объекта, т. е. начальный год процесса вложения затрат. Затраты и доходы рассматриваются дискретными и условно осуществляются в конце года. Отдаленность затрат определяется как разность между календарным годом вложения затрат и календарным годом, принятым в качестве момента оценки. Ежегодные затраты определяются по формулам.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Лившиц В. Н.* Выбор оптимальных решений в технико-экономических расчетах. М., Экономика, 1971.
2. *Методика* (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве техники, изобретений и рационализаторских предложений. — Экономическая газета, 1977, № 10.
3. *Типовая методика* определения экономической эффективности капитальных вложений. М., Экономика, 1969.
4. *Укрупненные* показатели для расчета капитальных затрат, численности трудящихся и себестоимости по шахтам, разрезам и др. М., Центрогипрошахт, 1972.
5. *Чернявский В.* Мера эффективности. — Коммунист, 1972, № 9, с. 52—84.
6. *Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров*/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.

ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

§ 1. ПОНЯТИЕ О ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОМ АНАЛИЗЕ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

Карьер как геометрическое тело развивается во времени и пространстве по мере отработки месторождения. Глубина карьера, его контуры и объем систематически увеличиваются. Объемы V горной массы, пустых пород и полезного ископаемого, извлекаемые при ведении открытых горных работ от начальной до конечной их стадии, могут быть представлены в виде следующих функций:

$$V = f(H);$$

$$V = f(T),$$

где H — глубина карьера; T — время.

Рабочая зона карьера, в которой производится выемка пустых пород и полезного ископаемого, формируется и перемещается в пространстве в соответствии с принятыми способами вскрытия, системой разработки и направлением развития горных работ. Формирование рабочей зоны карьера, изменение ее размеров, направление и скорость ее перемещения во многом определяют интенсивность и эффективность разработки месторождения.

Экономические результаты открытой разработки зависят в конечном счете от цены на добываемое полезное ископаемое, себестоимости полезного ископаемого, удельных затрат на вскрышные работы, распределения затрат и прибыли по годам оцениваемого периода. Себестоимость полезного ископаемого и удельные затраты на вскрышные работы зависят от совершенства технологического процесса, т. е. от принятого оборудования и технологических методов производства работ.

Распределение затрат и прибылей во времени зависит от распределения объемов добычи и вскрыши во времени, т. е. от динамики рабочей зоны карьера. Поэтому при проектировании необходимо, прежде всего, провести горно-геометрический анализ карьерного поля с целью установления оптимального варианта формирования рабочей зоны карьера и распределения объемов полезного ископаемого и вскрыши за время разработки месторождения в контурах карьера или его этапа. Результаты горно-геометрического анализа служат основой для составления календарных графиков разработки месторождения, экономическая оценка которых служит

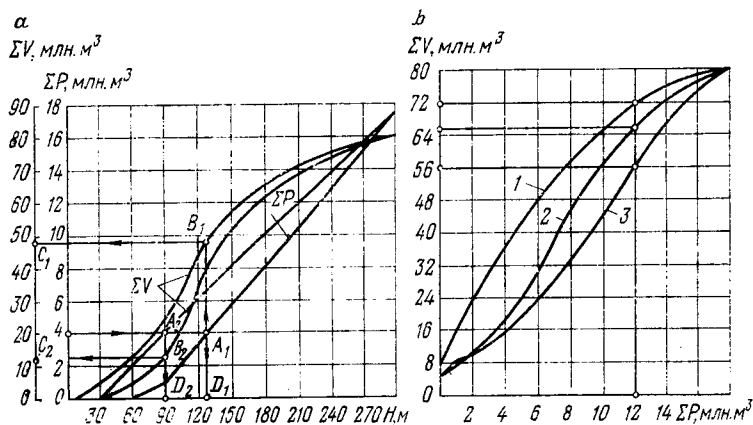


Рис. 5.1. График зависимости нарастающих объемов вскрыши ΣV и полезного ископаемого ΣP от глубины карьера при двух вариантах развития горных работ (а) и график зависимости нарастающих объемов вскрыши от нарастающих объемов полезного ископаемого (б):

1, 2, 3 — соответственно при угле наклона рабочего борта равном нулю, 15 и 25°

для оптимизации технических решений. Экономическая оценка календарных графиков позволяет выбрать оптимальный вариант глубины и контуров карьера, производительности и срока службы, способа вскрытия и вида транспорта, системы разработки и способа механизации технологических процессов. Теоретические основы анализа динамики рабочей зоны карьера разработаны В. В. Ржевским и А. И. Арсентьевым [1.3]. В практике проектирования получил применение введенный В. В. Ржевским термин «режим горных работ», под которым понимается последовательность выполнения во времени и пространстве вскрышных и добычных работ в карьере [4]. Режим горных работ характеризуется графиками (или таблицами) горно-геометрического анализа и календарными графиками.

График горно-геометрического анализа представляет собой зависимость объемов вскрыши и полезного ископаемого, извлекаемых при ведении горных работ с заданными параметрами, от глубины карьера (для крутых и наклонных залежей) или от размеров карьера в плане (для горизонтальных и пологих залежей). При горно-геометрическом анализе карьерных полей на крутых и наклонных залежах обычно строят графики зависимостей $\Sigma PV = f(H)$ и $\Sigma V = f(\Sigma P)$ (рис. 5.1). Из рис. 5.1 видно, что для добычи 4 млн. м³ руды необходимо при первом варианте развития горных работ удалить 48 млн. м³ вскрыши ($OA_1B_1C_1$) и углубить карьер до отметки 130 м (OA_1D_1), а при втором варианте — лишь 12 млн. м³ вскрыши ($OA_2B_2C_2$) и углубить карьер до отметки 90 м (OA_2D_2). Из рис. 5.1

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.

Календарный график режима горных работ представляет собой зависимость объемов полезного ископаемого и вскрыши от времени. Он строится на основе графиков или таблиц горно-геометрического анализа при заданной интенсивности развития горных работ.

§ 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. 5.2) 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 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. 5.3) 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 и обеспечивающую сохранение рабочих площадок на нижних горизонтах. Из рис. 5.3 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

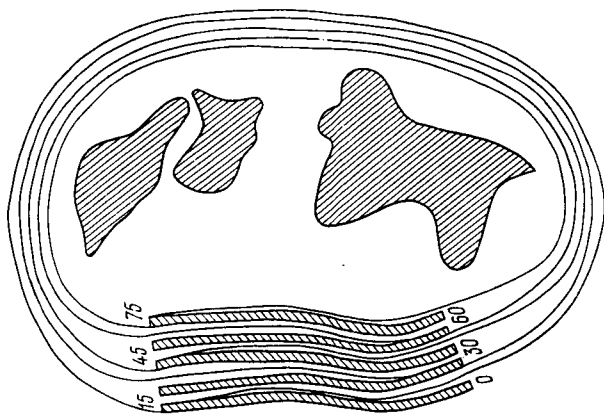


Рис. 5.2. План карьера на момент погашения с трассой капитальных траншей

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, а вторая — горизонт подготовки. Например, на гор.— 60 м (см. рис. 5.3) 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 (рис. 5.4). 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, отступая от линии 75/75 в сторону развития горных работ на величину

$$B_0 = B_{p. n} h \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м,}$$

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 (см. рис. 5.4). 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 погоризонтные 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 пород 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. 5.1).

Таблица 5.1

Горизонты подготовки	Вид вынимаемой горной массы	Вынимаемый объем (тыс. м ³) по горизонтам					Объем в наклонном слое (этапе), тыс. м ³	Нарастающий объем в наклонных слоях (эта- пах), тыс. м ³
		Гор. — 15 м	Гор. — 30 м	Гор. — 45 м	Гор. — 60 м	Гор. — 75 м		
Гор. — 15 м	Вскрыша	210	—	—	—	—	210	210
	Руда	—	—	—	—	—	—	—
Гор. — 30 м	Вскрыша	450	180	—	—	—	630	840
	Руда	200	15	—	—	—	215	215
Гор. — 45 м	Вскрыша	590	600	140	—	—	1330	2170
	Руда	290	205	45	—	—	540	755
Гор. — 60 м	Вскрыша	500	390	535	165	—	1590	3760
	Руда	325	470	405	20	—	1220	1975
Гор. — 75 м	Вскрыша	280	390	485	435	180	1770	5530
	Руда	265	330	370	375	—	1340	3315
Ниже гори- зонта — 75 м	Вскрыша	—	320	620	1112	1420	3472	9002
	Руда	—	100	200	555	870	1725	5040
Объем в гори- зонтальном слое	Вскрыша	2030	1880	1780	1712	1600	—	—
	Руда	1080	1120	1020	850	870	—	—
Нарастающий объем в горизон- тальных слоях	Вскрыша	2030	3910	5690	7402	9002	—	—
	Руда	1080	2200	3220	4170	5040	—	—

В табл. 5.1 в горизонтальных строках показаны объемы, которые составляют в сумме объем наклонного слоя. Например, горизонтальная строка гор. —60 м характеризует наклонный слой, выделенный на рис. 5.3 жирной линией. Объем вскрыши в этом наклонном слое равен 1590 тыс. м³. Он является суммой объемов 500, 390, 535, 165 тыс. м³, вынимаемых на лежащих выше горизонтах. В вертикальных графах показаны объемы горизонтальных слоев и их составляющие. Например, в вертикальной графе гор. —15 м показан объем слоя, выделенного на рис. 5.3 штриховкой. Объем вскрыши в этом слое состоит из объема траншеи (210 тыс. м³), проведенной на гор. —15 м, и объемов вскрыши, вынимаемых на этом горизонте для подготовки лежащих ниже горизонтов. По данным табл. 5.1 могут быть построены графики режима горных работ и вычислены значения слоевого, среднего и текущего коэффициентов вскрыши в зависимости от глубины карьера.

§ 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 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. 5.5).

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. 5.6).

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 осью абсцисс и гра-

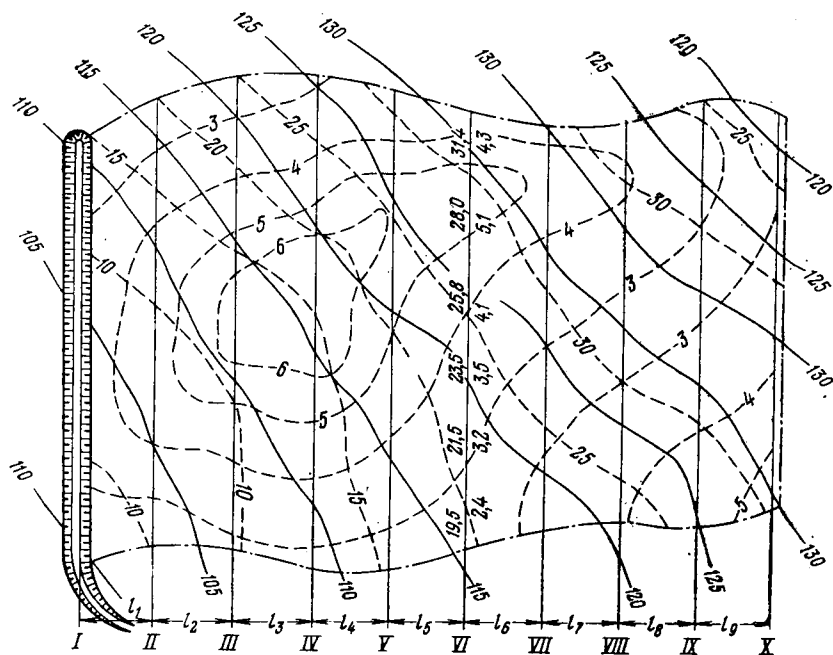


Рис. 5.5. План изолиний карьерного поля

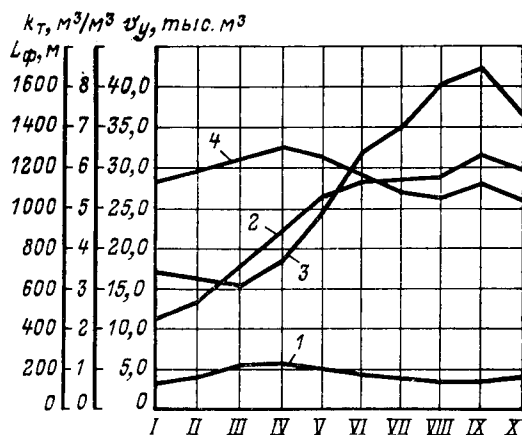


Рис. 5.6. График горно-геометрического анализа карьерного поля для горизонтальной залежи:

1 — полезное ископаемое; 2 — вскрыша; 3 — текущий коэффициент вскрыши; 4 — протяженность фронта работ; I—X — положения фронта работ

фином вскрыши, показывают извлекаемые объемы вскрыши. Разделив средние для каждого этапа ординаты вскрыши на соответствующие ординаты полезного ископаемого, получим значения текущего коэффициента вскрыши.

§ 4. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ НА ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЯХ ПО МЕТОДУ

В. В. РЖЕВСКОГО

Площадь любой фигуры *abvg*, заключенной в границах двух параллельных линий, может рассчитываться как площадь трапеции. Криволинейность сторон *ab* и *vg* относительно невелика, и в задачах горного дела их можно рассматривать как прямые отрезки (рис. 5.7). Так как при разработке наклонных и крутых залежей выделяются горизонтальные слои, то площадь вскрыши и полезного ископаемого, заключенную на поперечном сечении между двумя смежными положениями рабочих бортов карьера, можно определить как сумму трапеций. В связи с этим метод геометрического анализа назван методом трапеций. Он может быть использован для анализа вытянутых карьерных полей, разделенных на такие блоки, каждый из которых достаточно полно характеризуется поперечным геологическим разрезом. Порядок графических построений на разрезе при геометрическом анализе следующий.

1. Определяется ширина разрезной траншеи по низу и в соответствии с принятой схемой вскрытия и порядком развития работ выбирается ее местоположение для каждого этапа. Этапы работ в простых условиях назначаются через 2—3 уступа, а в сложных условиях — через уступ. Каждому этапу присваивается порядковый номер и определяются высотные отметки подошвы разрезных траншей.

2. Для каждого этапа проводятся линии откосов рабочих бортов со стороны висячего и лежащего боков залежи до встречи с поверхностью или с конечным контуром карьера. Замена поуступного вычерчивания рабочих бортов (или его участков) линиями общих откосов при горно-геометрическом анализе, предназначенном для сравнения и технико-экономической оценки вариантов горных работ, допустима. Линии откоса бортов могут также вычерчиваться ломаными или криволинейными.

3. Посередине между каждыми двумя смежными положениями рабочих бортов проводят средние линии.

4. На том же или на другом листе проводится вертикальная ось, на которую переносятся отметки подошвы разрезных траншей по каждому этапу. На горизонтальных линиях для каждого этапа развития работ в карьере откладываются ординаты, выражающие объемы горной массы, полезного ископаемого и вскрыши.

5. Суммируют все горизонтальные отрезки между границами этапа. Полученная сумма является ординатой горной массы для данного этапа. В этом же масштабе она откладывается на линии

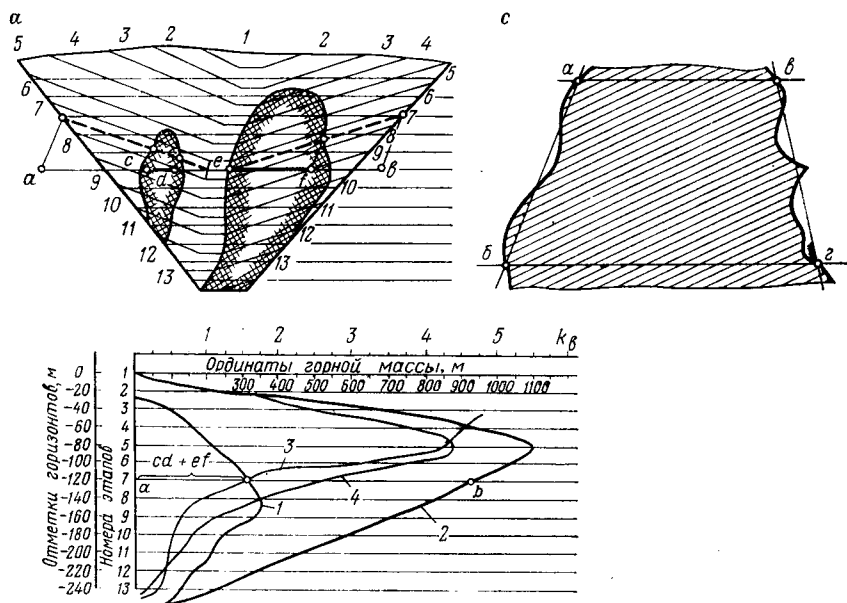


Рис. 5.7. Поперечное сечение (а) и график горно-геометрического анализа карьерного поля (б)

1 — полезное ископаемое; 2 — горная масса; 3 — вскрыша; 4 — текущий коэффициент вскрыши

ординат, проходящей посередине между конечными отметками данного этапа. Для этапа 7 отрезок ab определяет объем горной массы (см. рис. 5.7).

6. Аналогично суммированием всех отрезков средних линий горизонтов, находящихся в пределах залежей на данном этапе, определяются ординаты полезного ископаемого. Сумма отрезков cd и ef определяет объем полезного ископаемого для этапа 7.

7. Строим график горной массы и полезного ископаемого путем соединения конечных точек соответствующих ординат.

Если залежь содержит прослойки пустых пород, извлекаемые отдельно, то во избежание частых измерений можно установить их среднее содержание (в процентах) и уменьшить соответственно ординаты полезного ископаемого на графике. Аналогично учитываются потери полезного ископаемого. Вычитанием из ординат горной массы ординат полезного ископаемого получают ординаты объемов вскрыши, по которым строится соответствующий график (см. рис. 5.7, кривая 3). Делением ординат вскрыши на ординаты полезного ископаемого находят значения текущего коэффициента вскрыши, по которым строится соответствующий график (см. рис. 5.7, кривая 4). Каждая ордината выражает приращение площади горной массы (полезного ископаемого, вскрыши) при увели-

чении глубины карьера на единицу. Поэтому площадь, заключенная между двумя ординатами горной массы, осью абсцисс и кривой горной массы, является площадью горной массы, извлекаемой при углублении горных работ между высотными отметками соответствующих ординат. Общая площадь между начальной и конечной ординатами, графиком горной массы и осью абсцисс соответствует в масштабе общей площади горной массы, извлекаемой по данному сечению при производстве горных работ до конечной глубины. Аналогично площадь между кривой полезного ископаемого и осью абсцисс соответствует площади извлекаемого полезного ископаемого, а площадь между кривой вскрыши и осью абсцисс — площади извлекаемой вскрыши.

Для подсчета площадей на графике их значения заносятся в таблицу, которая помещается обычно ниже графика (табл. 5.2). На-

Т а б л и ц а 5.2

Показатели	Значения показателей				
Отметки, м					
Глубина, м					
Вскрыша	240	220	200	180	160
	0	20	40	69	80
Ординаты, мм	17,6	17,6	55	73	88
Площадь, мм ²	—	352	1100	1460	1760
Суммарная площадь, мм ²	—	352	1452	2912	4672
Полезное ископаемое					
Ординаты, мм	—	4,75	15	28	47
Площадь, мм ²	—	95	300	560	940
Суммарная площадь, мм ²	—	95	395	955	1895
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /м ³	—	3,72	3,68	3,07	2,46

П р о д о л ж е н и е т а б л . 5.2

Показатели	Значения показателей				
Отметки, м					
Глубина, м					
Вскрыша	140	120	100	80	60
	100	120	140	160	180
	122	172	237	295	337
Ординаты, мм	2440	3440	4740	5900	6740
Площадь, мм ²	7112	10 552	15 292	21 192	27 332
Суммарная площадь, мм ²					
Полезное ископаемое					
Ординаты, мм	48	41	34	31	28
	960	820	620	620	560
Площадь, мм ²	2855	3675	4355	4975	5535
Суммарная площадь, мм ²	2,5	2,86	3,52	4,26	5,60
Средний коэффициент вскрыши, м ³ /м ³					

туральные значения извлекаемых объемов в блоке получают путем умножения площади на квадрат масштаба чертежа и на длину блока по простиранию. Для построения сводного графика извлекаемых объемов горной массы по простиранию карьера или его участка рассматривается несколько сечений. С этой целью суммируется на каждом этапе по глубине карьера объемы горной массы, вскрыши и полезного ископаемого в отдельных блоках по простиранию карьерного поля и вычисляются значения текущих и средних коэффициентов вскрыши.

Аналогично строятся графики для нескольких вариантов режима горных работ. Варианты определяются местом и трассой заложения разрезной траншеи на поперечном сечении и углом наклона рабочих бортов карьера.

§ 5. ЛИНЕЙНЫЙ МЕТОД ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА НА ПОПЕРЕЧНЫХ СЕЧЕНИЯХ

Менее трудоемкий и обеспечивающий допустимую для сравнения вариантов погрешность расчетов линейный метод геометрического анализа представляет собой развитие и упрощение метода, разработанного В. В. Ржевским [3, 4]. 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 (рис. 5.8, линия *де жз*) и линиями рабочих бортов карьера со стороны лежащего и висячего боков, которые проводятся от центра разрезной траншеи на каждом горизонте под углами наклона рабочих бортов. Площади горной массы, вскрыши и полезного ископаемого для каждого этапа определяются отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций. Например, для этапа, выделенного на рис. 5.8 жирной линией, центр разрезной траншеи обозначен точкой *к*. Площадь $S_{\text{п}}$ полезного ископаемого и площадь $S_{\text{в}}$ вскрыши для этого этапа можно выразить в виде:

$$S_{\text{п}} = S_{\text{и. л}} + S_{\text{и. п}} = akh_{\text{л}} + bkh_{\text{п}}; \quad (5.1)$$

$$S_{\text{в}} = S_{\text{в. л}} + S_{\text{в. п}} = azh_{\text{л}} + bzh_{\text{п}}, \quad (5.2)$$

где $h_{\text{л}}$, $h_{\text{п}}$ — толщина наклонного слоя со стороны левого и правого борта соответственно; $S_{\text{и. л}}$, $S_{\text{и. п}}$ — площадь полезного ископаемого соответственно со стороны левого и правого борта в наклонном слое (этапе); $S_{\text{в. л}}$, $S_{\text{в. п}}$ — то же, площадь вскрыши;

$$h_{\text{л}} = h \frac{\sin(\alpha - \gamma_{\text{л}})}{\sin \alpha} = h\Delta_{\text{л}}; \quad (5.3)$$

$$h_{\text{п}} = h \frac{\sin(\alpha + \gamma_{\text{п}})}{\sin \alpha} = h\Delta_{\text{п}}; \quad (5.4)$$

h — высота уступа; α — угол направления углубки карьера; $\gamma_{\text{л}}$, $\gamma_{\text{п}}$ — угол наклона левого и правого борта соответственно.

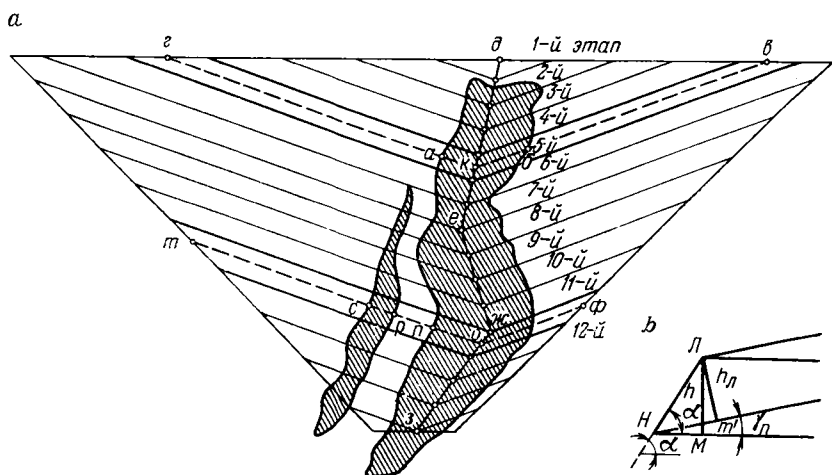


Рис. 5.8. Поперечное сечение карьера (а) и схема к определению толщины наклонного слоя (b)

Значения $\Delta_{\text{л}}$ и $\Delta_{\text{п}}$ приведены в табл. 5.3

С целью снижения трудоемкости работ можно не проводить линии откосов бортов, а строить лишь средние линии. Например, для 5-го этапа можно провести только линию *гакбв*, а для 12-го этапа — только линию *тсрпф* (см. рис. 5.8).

Для удобства вычисления площадей расчетные данные (глубина горизонта, высота уступа, значения Δ , средняя линия трапеции) заносятся в таблицу. В таблицу заносятся также суммарные площади вскрыши и полезного ископаемого, коэффициент вскрыши, нарастающие площади полезного ископаемого и вскрыши, значения среднего коэффициента вскрыши для каждого горизонта.

Т а б л и ц а 5.3

Угол наклона линии направ- ления развития горных работ, градусы	Значения $\Delta_{\text{л}}$					Значения $\Delta_{\text{п}}$				
	при угле наклона рабочего борта, градусы									
	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	0,940	0,906
80	0,981	0,953	0,921	0,879	0,830	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	1,059	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

Вычислив площади этапов по каждому поперечному сечению, методом вертикальных сечений определяют объемы вскрыши и полезного ископаемого, а также значения коэффициента вскрыши в целом по карьеру или по участкам.

§ 6. ОСНОВЫ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И КАРЬЕРОВ

Математическое моделирование месторождений и горных работ является методическим обеспечением при автоматизированном проектировании и планировании горных работ. К числу главных моделей относятся математические модели месторождений, модели рабочей зоны в ее динамике по мере отработки месторождения в заданных контурах, модели технологических процессов и схем комплексной механизации горного производства, сложные многофакторные и экономикоматематические модели горного предприятия как природно-технологического комплекса. Для интенсивного развития работ в области автоматизированного проектирования в горной промышленности необходима унификация основных исходных положений математического моделирования. Поэтому основные определения, понятия, термины, классификации математических моделей, принципы и приемы математического моделирования горного производства должны отвечать требованиям руководящих материалов САПР.

Математические модели месторождений и карьеров для решения сложных горно-геологических задач могут быть совместными и раздельными. Число геологических, технологических и экономических факторов, учитываемых при решении технико-экономических задач, весьма значительно. Они могут быть учтены совместно в единой программе для всей задачи или раздельно для объектов и компонентов, составляющих в комплексе задачу. Совместная модель значительно сокращает путь решения. Однако совместное моделирование имеет ряд недостатков: модель оказывается весьма сложной, требует большого числа ограничений, подготовка и ввод исходных данных требуют больших затрат труда и высокой квалификации исполнителей. Корректировка задачи в ходе ее решения невозможна.

При раздельном моделировании решение задачи может быть разделено на ряд последовательных этапов, которые в определенных случаях могут быть использованы самостоятельно для решения локальных задач. Определяющие факторы могут быть сгруппированы в родственные группы, описываемые отдельными моделями, которые можно использовать не только в комплексе с другими моделями, но и самостоятельно. Например, для обоснования глубины открытых работ необходим комплекс, включающий модели месторождения, контура карьера, развития горных работ, календарного плана, экономической эффективности. Некоторые из этих моделей могут быть использованы самостоятельно (например, модель месторож-

дения можно использовать для подсчетов запасов). Так как решение разделено на ряд этапов, то после каждого из них возможна корректировка задачи в процессе ее решения. Поэтому на первых стадиях практического применения ЭВМ рекомендуются отдельные модели. В будущем при более высоком уровне математического и технического обеспечения, вероятно, будут более распространенными совместные модели.

Математическое моделирование месторождений и карьеров включает следующие элементарные объекты:

контуры, поверхности и тела той или иной формы в трехмерном пространстве и на плоскости;

распределение того или иного признака качества, сортов полезных ископаемых, видов вскрыши, полезных и вредных компонентов в объемном контуре, находящемся в трехмерном пространстве или в замкнутом контуре на плоскости.

Математическое моделирование предназначено для подсчета на ЭВМ запасов полезного ископаемого в заданных контурах рудного тела и технологического объекта, для горно-геометрического анализа и других расчетов на ЭВМ при проектировании и планировании горных работ.

Основные требования к математическим моделям и методам математического моделирования следующие.

1. Математические модели должны быть в наибольшей степени адекватными реальным горно-геологическим условиям месторождения и карьера. Разрешающая способность математической модели в любом случае должна быть не меньше, чем при использовании обычных геологических материалов (планов, поперечных разрезов, таблиц качественных характеристик). Погрешности при подсчете запасов полезных ископаемых, учитываемых компонентов, объемов вскрыши при использовании математических моделей должны быть не выше, а, как правило, ниже, чем при обычных графических методах.

2. Общее время на решение задачи с помощью ЭВМ расходуется на подготовку информации в форму, пригодную для ЭВМ, на решение задачи и на дешифровку результатов расчета в форму, удобную для дальнейшего использования. Математические модели и основанные на них программы расчета должны обеспечивать минимум затрат времени на расчет. При этом должно выдерживаться оптимальное соотношение между указанными тремя этапами в решении задачи. Подготовка исходной информации и дешифровка результатов расчета должны иметь минимальную трудоемкость.

3. Подготовка исходной информации (особенно геологической) является весьма трудоемкой и длительной операцией. На этой стадии наиболее часто случаются ошибки, которые трудно своевременно выявить. Поэтому вероятность появления случайных ошибок при расчете должна быть минимальной, а их выявление и устранение должны осуществляться быстро и без больших затрат труда.

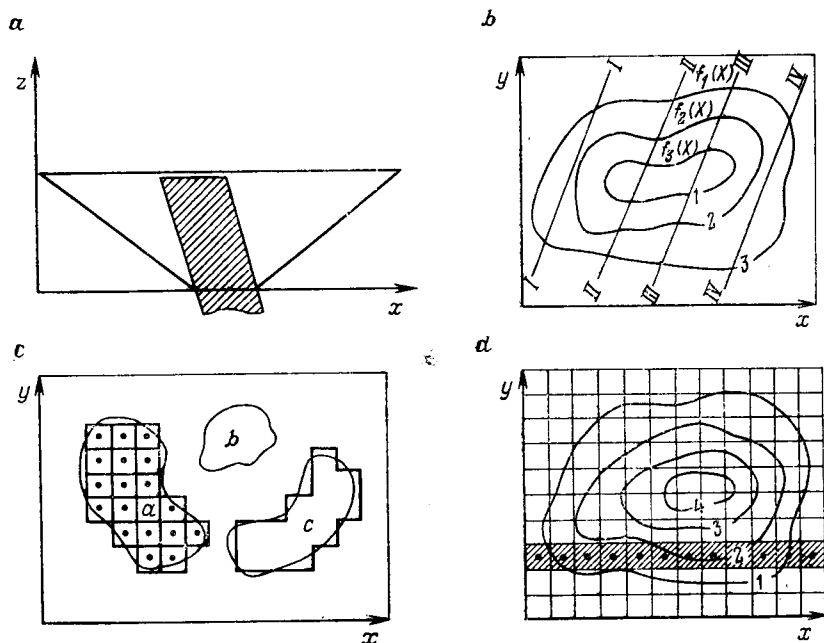


Рис. 5.9. Схемы к математическому моделированию месторождений:
a — для простой геометрической модели месторождения и карьера; *b* — для аналитической модели месторождения; *c* — для цифровой модели круглого месторождения; *d* — для цифровой модели горизонтального месторождения; 1, 2, 3, 4 — изолинии мощности пласта полезного ископаемого; I, II, III, IV — разведочные линии; *a*, *b*, *c* — сорта руды

4. Математическая модель месторождения должна пополняться, обновляться и допускать изменение своих параметров в соответствии с изменением информации о реальном объекте.

Таблица 5.4

Номер горн-зонта	Номер блока	Категория запасов	Сорт руды	Кэффи-циент рудо-ности	Плотность руды, т/м³	Среднее содержание, %		
						меди	цинка	серы
08	1	B	Первый	1	4,15	3,22	0,12	38,25
	4	C _I	»	1	4,15	2,95	0,35	38,47
	7	C _I	»	0,85	4,15	2,93	0,40	37,53
	3	B	Второй	1	3,25	11,60	0,09	41,83
	8	C _I	»	0,93	3,25	12,92	0,56	30,64
	11	B	»	1	3,25	14,20	0,88	35,40
	2	C _I	Третий	0,9	3,7	2,54	3,20	16,78
	5	C _I	»	1	3,7	1,65	2,60	24,69
	6	C _I	»	1	3,7	3,87	3,50	22,41
	9	B	»	0,83	3,7	2,16	2,60	24,50
	10	B	»	1	3,7	3,68	2,80	22,17

По степени сложности моделирования месторождения разделяются на однородные и однокомпонентные горизонтальные пласты (группа I), однородные и однокомпонентные наклонные пласты (группа II), однородные и однокомпонентные горизонтальные и наклонные залежи (группа III), сложноструктурные горизонтальные залежи (группа IV), сложноструктурные и многокомпонентные горизонтальные залежи (группа V), одноструктурные наклонные залежи (группа VI), сложноструктурные и многокомпонентные наклонные залежи (группа VII). Формы залежей полезного ископаемого и горных выработок, а также распределение компонентов в них разнообразны. Иногда они настолько сложны, что представляют определенную трудность для их математического моделирования.

Исходная информация для моделирования может быть представлена данными по разведочным и взрывным скважинам, поперечными сечениями по месторождению, погоризонтными планами, изолиниями качественных признаков и поверхностей пластов. Неискаженной информацией о строении, форме и качественной характеристике месторождения являются сведения о расположении геологоразведочных скважин и результаты опробования образцов пород, полученных с различных глубин. Скважины располагаются на расстоянии 25—100 м и более друг от друга. Качественная характеристика дается с интервалом в несколько метров по глубине скважины. На основании этих данных строят графическую модель месторождения, представленную поперечными геологическими разрезами с расстоянием 25—100 м и более друг от друга, погоризонтными планами с интервалом 10—20 м по глубине, качественной характеристикой руды (табл. 5.4) или изолиниями качественных признаков и поверхностей пластов. Структурными составляющими месторождения в графической модели являются отдельные залежи с выделенными границами сортов полезного ископаемого или геологические блоки.

Математическое моделирование предназначено для того, чтобы на основе первичной геологической и топографической информации или на основе преобразования графических моделей (планов и разрезов по месторождению) представить месторождение, рельеф местности и открытые горные выработки в математической форме, пригодной для производства расчетов на ЭВМ.

Математическая модель месторождения — это выражение формы и качественных характеристик месторождения с помощью цифр, математических символов и зависимостей, достаточно формализованное для решения горно-геометрических задач на ЭВМ. В практике получили распространение три вида моделей: простые геометрические, цифровые и аналитические (рис. 5.9). Математическая модель месторождения является отображением геологического объекта и топографической поверхности местности в цифровой форме в памяти вычислительной машины.

Формы залежей полезного ископаемого и открытых горных вы-

работок разнообразны и сложны. Поэтому они представляют определенную сложность для математического моделирования.

Математическое моделирование месторождений по данным разведочных скважин в ряде случаев чрезвычайно сложно и не всегда точно. Основная трудность заключается в интерпретации геологических закономерностей, которые не всегда поддаются математическому описанию. Повышение точности моделирования может быть достигнуто в ряде случаев благодаря совместному использованию графических моделей и данных по скважинам. Последние позволяют уточнить распределение качественных признаков внутри контуров рудных тел или сортовых блоков, построенных на основе поперечных сечений или погоризонтных планов.

Основными параметрами моделей месторождений, которые характеризуют степень их сложности и позволяют оценить степень их пригодности к решению тех или иных задач, являются следующие параметры.

1. Конструктивные параметры-характеристики модели, управляющие точностью аппроксимации исходной горногеометрической информации (величина микроблока, шаг палетки, параметры сетки полиномов и др.).

2. Структурные параметры — количество числовых массивов, отражающих структуру модели (описание структурных составляющих месторождения; признаки, приписывающие им некоторые качественные характеристики; задание функций распределения качества внутри выделенных блоков и др.).

3. Информационная емкость модели, которая является интегрирующей характеристикой и отражает ряд свойств модели. Чем сложнее месторождение, тем больше (как правило) необходимо ввести информации в память ЭВМ для достаточно точного его математического описания. Информация о месторождении может быть представлена в виде массива Φ , характеризующего форму структурных составляющих месторождения, и в виде массива K , характеризующего распределение качественных показателей в массиве Φ .

Общий объем числовой информации, содержащийся в этих массивах, является информационной емкостью модели месторождения.

Для I—III групп месторождений в зависимости от их сложности массив Φ невелик, так как указанные месторождения просты по форме и однородны. Массив K также незначителен, так как производится учет только одного полезного компонента. Поэтому информационная емкость моделей этих месторождений невелика. Для месторождений IV и VI групп массив Φ достигает значительной величины при некотором увеличении массива K по сравнению с месторождениями I—III групп. Для V и VI групп массив K значителен и информационная емкость модели максимальна. Таким образом, информационная емкость модели, выраженная в килобайтах, является одним из основных параметров математической модели месторождения, а минимальная информационная емкость в заданных границах точности расчетов является одним из критериев при

выборе математической модели месторождения для решения горно-геометрических задач.

Результаты моделирования месторождений и их открытой разработки могут быть представлены в цифровой, табличной и графической форме различного вида в зависимости от назначения модели, необходимой точности моделирования и вида исходной информации. Выходной результат в цифровой форме представляет собой массив цифр и знаков, который обычно подлежит расшифровке и преобразованию в таблицы, чертежи или графики, удобные для дальнейшего практического использования. Например, могут быть выданы таблицы, полностью отвечающие требованиям, предъявляемым к проектным или плановым документам. При использовании графопостроителей может быть получена выходная информация в виде чертежей и графиков, являющихся законченной продукцией проектирования или планирования. Однако в этом случае необходимы более совершенные системы ЭВМ и развитое математическое обеспечение.

§ 7. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В зависимости от необходимой точности расчета, сложности геологических и технологических условий и типа ЭВМ применяют три вида моделей — простые геометрические, цифровые и аналитические (см. рис. 5.9). *Простые геометрические модели* используются для приближенных расчетов на малых ЭВМ в тех случаях, когда месторождения представлены залежами и пластами, однородными по качеству и выдержанными по элементам залегания. Месторождение моделируют на поперечных сечениях в форме параллелограммов и трапеций (табл. 5.5, группа А—1). Объемная модель — параллелепипед или сумма объемов простых геометрических фигур. Борта карьера в предельном положении и динамика рабочей зоны моделируются на поперечных сечениях в виде наклонных линий, а объемы горной массы определяются как сумма объемов правильных геометрических фигур. Запасы полезного компонента вычисляются по формуле

$$V = mLN\alpha, \quad (5.5)$$

где m — средняя мощность залежи; L — длина залежи; N — глубина залежи; α — содержание полезного компонента.

При математическом моделировании широкое применение получил принцип, при котором участок горного отвода представляется в виде суммы микроблоков, каждый из которых характеризуется координатами в трехмерном пространстве и кодом качественных признаков. *Цифровые математические модели*, основанные на этом принципе, позволяют решать на ЭВМ сложные геометрические, технологические и технико-экономические задачи при моделировании сложноструктурных многокомпонентных месторождений.

Месторождения	Исходная геологическая информация	Модели месторождений	Конструкция моделей	Индекс группы математической модели
Однородные горизонтальные	Поперечные геологические сечения	Простые геометрические	Плоскостная модель (параллелограмм, трапеция)	A—1
Горизонтальные сложноструктурные многокомпонентные	Планы изолиний	Цифровые	Объемная модель (призма, усеченный конус и др.) и объемно-интегральная (сумма вертикальных призм с различными площадями оснований)	A—2
То же, наклонные и крутые	Поперечные геологические сечения		Послойная объемно-интегральная модель (слой — сумма горизонтальных блоков, ширина которых определяется размерами залежи, а длина — расстоянием между поперечными геологическими сечениями)	B—1
	Погоризонтные планы		Послойная объемно-интегральная модель (объем слоя определяется как сумма вертикальных призм одинаковой высоты с одинаковой (палетка) или различной (равноширокие полосы, многоугольники) площадью основания)	B—2
Горизонтальные сложноструктурные многокомпонентные	Планы изолиний или поперечные сечения и данные скважин	Аналитические	Объемная модель с криволинейными поверхностями почвы, кровли и другими поверхностями, которые суммируются по вертикальным сечениям	B—3
То же, наклонные и крутые	Погоризонтные планы и данные скважин		Послойная модель (контуры рудных тел и блоков на горизонте описываются полиномами)	C—1a C—1б
	Поперечные сечения и данные скважин		Объемно-интегральная модель (изолинии кровли и почвы описываются на поперечных сечениях полиномами, кусочно-линейными функциями и уравнениями прямых)	C—2
				C—3

Цифровые модели позволяют с высокой точностью учитывать геологические условия и геометрические параметры (форму рудных тел, контуры карьера, фронт работ на уступах и др.). качество рудных тел и горных пород.

Горизонтальные месторождения моделируют как сумму вертикальных призм различной высоты с различной или одинаковой площадью оснований.

Исходными геологическими материалами в этом случае являются планы изолиний кровли, почвы, рельефа поверхности и описание скважин с данными о качестве полезного ископаемого.

На крутых и наклонных месторождениях, о которых информация представлена погоризонтными планами, часто применяют послойные объемно-интегральные модели (группа В—З). Объем слоя равен сумме вертикальных призм с одинаковой или различной площадью основания. Если геологическая информация представлена поперечными сечениями, то объем слоя принимается равным сумме горизонтальных блоков, ширина которых определяется мощностью залежи на этом горизонте, а длина — расстоянием между поперечными геологическими сечениями.

Для подсчета запасов полезных компонентов при использовании цифровой модели объемы элементарных блоков суммируются, т. е.

$$V = \sum_k \sum_i \sum_j l_{ij} a_j h_i \alpha_k, \quad (5.6)$$

где l_{ij} — длина интервала, образованного пересечением j -й осью раstra на i -м горизонте с k -м геологическим блоком; h_i — высота i -го уступа; a_j — ширина j -го слоя раstra; α_k — содержание полезного компонента в k -м геологическом блоке.

Аналитическая модель месторождения в общем виде представляет собой набор аналитических функций $f(x, y, z)$, с помощью которых в заданных областях трехмерного пространства описывается распределение каждого из признаков, характеризующих месторождение. Аналитические модели получили применение для моделирования пластов, почву и кровлю которых как разграничивающие поверхности удобно описывать аналитическими функциями пространственных координат (обычно полиномами двух переменных). Аналогично, в виде описания поверхностей моделируется распределение процентного содержания полезных компонентов, сорта и типа руды и др. В качестве исходной информации используются данные топографических планов, планов изогипс или непосредственно данные с геологоразведочных скважин. Построенный интерполирующий полином позволяет определить значения моделируемого показателя (например, объемы пород и полезного ископаемого при моделировании перемещения фронта работ и других контуров, выражающих параметры карьера и его динамику) [5]. Запасы полезных компонентов вычисляются путем суммирования объемов геологических блоков, т. е.

$$V = \iiint_{\Omega} f(x, y, z) dx dy dz. \quad (5.7)$$

Однако реализация аналитических моделей затруднена для большей части наклонных и крутых сложноструктурных месторождений, так как сложноструктурные месторождения обычно состоят из множества залежей, часто подвергнуты тектоническим нарушениям и вследствие этого имеют весьма сложную форму, не поддающуюся описанию непрерывными функциями. Поэтому практическое применение нашли аналитические модели, основанные на следующих положениях:

контуры залежей и геологических блоков задаются в качестве исходной геологической информации, и с помощью аналитических функций на основе данных скважин описывается размещение качественных признаков;

задача решается послойно; в каждом слое описываются контуры геологических блоков и качественные признаки.

плоские контуры описываются с помощью кусочно-линейных функций или сплайнов.

Выбор вида модели осуществляется с учетом специфики задачи, типа применяемой ЭВМ с целью обеспечения заданной точности и наименьшей трудоемкости решения задачи.

§ 8. ОЦЕНКА ПОГРЕШНОСТИ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОСТЫХ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Простые геометрические модели месторождений позволяют представить сложные формы залежей и горных выработок их упрощенными изображениями в виде правильных простых геометрических фигур (параллелепипедов, усеченных конусов, пирамид, призм). На поперечных сечениях они представляются в виде параллелограммов и трапеций (рис. 5.10 и 5.11). Математическое описание этих форм и их сочетаний несложно. Несмотря на то, что формулы в ряде случаев оказываются весьма громоздкими, использование их для расчетов на ЭВМ не представляет трудности. Простые геометрические модели позволяют быстро осуществить расчет большого числа вариантов, исследовать влияние тех или иных определяющих факторов, выявить зону, в пределах которой находится оптимальное значение искомой величины, при необходимости уточняемой другими методами.

Большинство широко применяющихся формул для определения таких параметров открытой разработки, как коэффициент вскрыши, границы и объемы карьеров, производительность карьеров, элементы систем разработки, основаны на простых геометрических моделях месторождений. Условия применения простых геометрических моделей ограничиваются однородными залежами несложной формы, когда погрешность расчетов, как правило, не превышает 10—15%.

Погрешность определения площади, возникающая при замене

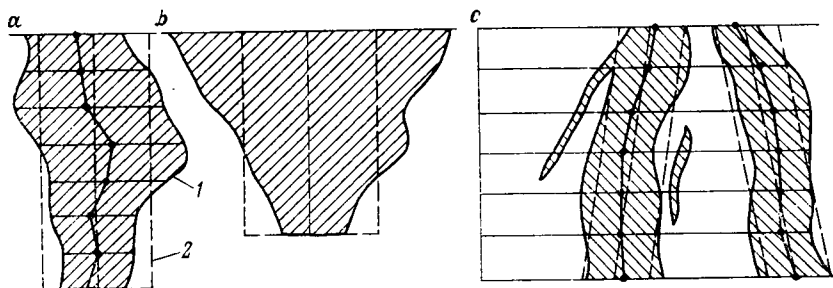


Рис. 5.10. Простые геометрические модели залежей

a — с погрешностью 12%; *b* — то же, 30%; *c* — то же, 22%; 1 — контур залежи; 2 — контур модели

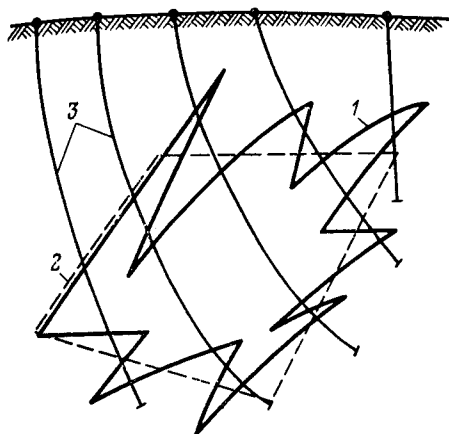


Рис. 5.11. Поперечное сечение по рудной залежи:

1 — с разведочный контур; 2 — с контур смоделированный; 3 — с разведочные скважины

сложного контура более простым, определяется по формуле П. П. Бастана

$$m_s = \frac{L_m}{4N} \sqrt{\frac{L_p^2 - L_m^2}{N}}, \quad (5.8)$$

где L_m — длина (периметр) контура простой модели рудной залежи; L_p — разведочный периметр залежи, рассматриваемый по отношению к периметру контура модели как истинный; N — число пересечений обоих контуров (см. рис. 5.11, линия 2).

Относительная погрешность

$$M_s = \frac{m_s}{S} 100, \%, \quad (5.9)$$

где S — площадь разведочного (истинного) контура, m^2 .

Из формулы (5.9) следует, что чем чаще пересекается контур модели с разведочным контуром, тем меньше погрешность моделирования. Поэтому геометрическая форма модели должна выбираться такой, при которой число пересечений контуров наибольшее (см. рис. 5.11).

Моделирование залежи на поперечном сечении в форме параллелограмма осуществляется следующим образом. На сечении проводят горизонтальные линии с интервалом между ними, равным высоте одного или двух уступов (см. рис. 5.9). На каждой линии отмечают средние точки, равноудаленные от боковых сторон залежи, и соединяют их ломаной линией, которую на глаз аппроксимируют прямой линией таким образом, чтобы прямая линия была близка по возможности к максимальному числу отмеченных точек. Эта прямая будет являться средней линией параллелограмма. На каждой линии измеряют значение мощности залежи и вычисляют среднюю мощность залежи по формуле

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n M_i}{n}, \quad (5.10)$$

где M_i — значение мощности залежи на i -й линии; n — число линий.

Затем проводят стороны параллелограмма. Каждая сторона удалена от средней линии на расстоянии $\frac{M}{2}$. Полученный параллелограмм является моделью залежи.

Визуальная оценка сложности поперечного сечения месторождения и замена его действительного контура простым геометрическим контуром осуществляются по следующей методике. Параметры формы месторождения (форма сечения залежей, число рудных тел, тектонические нарушения формы), влияющие на погрешность моделирования, обозначают следующими баллами (в порядке уменьшения степени их влияния):

Параметры формы месторождения	Баллы
Сечение простой геометрической формы (клин, трапеция, параллелограмм)	0
Сечение в форме выпуклого многоугольника	1
Одно рудное тело	0
Несколько изолированных рудных тел	1
Большое число изолированных рудных тел	2
Пликативные нарушения формы (изгибы, раздувы, пережимы)	0
Дизъюнктивные нарушения формы (сдвиги, сбросы, разрывы и др.) . . .	1
Сочетания пликтивных и дизъюнктивных нарушений	2

Записывают суммарный балл в троичной системе, размещая признаки по степени их сложности.

Запишем суммарный балл поперечного сечения месторождения, имеющего простую геометрическую форму, одно рудное тело с небольшими пликтивными нарушениями. Получим троичный балл 0—0—0. Очевидно, что самое сложное по форме сечение будет иметь троичный балл 2—2—2. Умножив первую цифру этого индекса на 9, вторую на 3 и последнюю на 1, получим десятичный балл наиболее сложного сечения $2 \times 9 + 2 \times 3 + 2 \times 1 = 62$. Очевидно, что наиболее простое сечение будет иметь десятичный балл, равный нулю.

Месторождения полезных ископаемых по сложности формы залежей подразделяются на 27 категорий сложности с десятичными баллами от 0 до 26. Кроме того, каждая категория характеризуется коэффициентом сложности, равным отношению десятичного балла к 26. Значения коэффициента сложности изменяются в пределах от 0 до 1.

Месторождения простой геометрической формы имеют балл сложности не более 8 и коэффициент сложности не более 0,31. Моделирование таких месторождений не вызывает затруднений. Относительная ошибка модели, как правило, не превышает 5—6%. Сечения залежей с баллом сложности более 17 и коэффициентом сложности более 0,65, как правило, нецелесообразно интерпретировать в виде простых геометрических моделей, так как ошибка здесь превышает 10—15%.

§ 9. ПАРАМЕТРЫ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Участок горного отвода, имеющий форму прямоугольного параллелепипеда, поместим в положительный октант трехмерного пространства с координатными осями OX , OY и OZ , ориентированными по длине, ширине и глубине карьера (рис. 5.12). Если рельеф поверхности карьерного поля неровный, то в объем параллелепипеда может входить некоторый объем воздушного пространства, так как верхняя грань параллелепипеда проходит через максимальную абсолютную отметку карьерного поля. Параллелепипед делится на слои (горизонты), нумерация которых ведется сверху вниз. Горизонты делятся на элементарные блоки, размер которых по вертикали определяется расстоянием между горизонтами. Обычно он равен высоте уступа (10—20 м). Размер блоков в плане ограничивается условиями точности расчета и находится в пределах 10—50 м. Каждый элементарный блок имеет однородный качественный состав (полезное ископаемое того или иного сорта, вскрыша, воздух).

Положение i -го элементарного блока определяется координатами его центральной точки $X_i Y_i Z_i$ (см. рис. 5.12). Это позволяет при расчетах на ЭВМ оперировать элементарным блоком как точкой, что удобно при использовании формул аналитической геометрии. Суммой элементарных блоков можно представить любой объем в пределах горного отвода (объем горизонта, залежи или геологического разведочного блока, объем любой горной выработки).

Первые наиболее простые цифровые модели представляли собой послонную сумму микроблоков, каждый из которых нес в себе большой объем информации: порядковый номер блока, код качества, технологические, стоимостные и временные характеристики оцениваемого варианта технологии разработки и др. Вследствие этого подготовка информации и ввод ее в ЭВМ были настолько трудоемки и связаны с такой значительной погрешностью, что модели этого вида не получили практического применения.

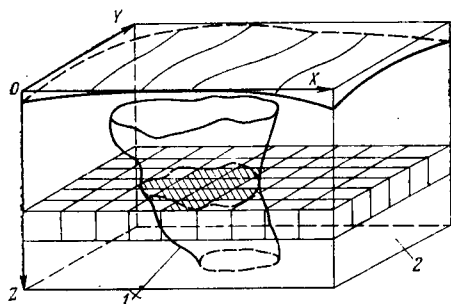


Рис. 5.12. Схема к определению параметров цифровой модели месторождения горного отвода в системе координат: 1 — контур залежи; 2 — элементарные блоки

информации о качественных показателях (категория запасов, сорт руд, коэффициент рудоносности, содержание полезных компонентов и др.).

Геологическое строение месторождения представляется структурно в виде залежей (рис. 5.13) или в виде геологических разведочных блоков (рис. 5.14), каждому из которых присваивается определенный номер. Если закодировать тем или иным способом все элементарные микроблоки и присвоить им номер той залежи или того геологического блока, в границах которого они находятся, то получим геометрический массив информации, т. е. первую часть математической модели месторождения. Геометрический массив характеризует структурное строение месторождения и объем его составляющих структурных частей (залежей или геологических блоков, пустых пород). Залежь или геологический блок характеризуется качественными показателями (категорией запасов, сортом руды, коэффициентом рудоносности, содержанием полезных компонентов и др.), которые считаются постоянными. Качественные показатели с распределением их по структурным составляющим (геологическим блокам или залежам) представляет собой массив качественной информации. При решении задачи массивы геометрической и качественной информации находятся во внешней памяти ЭВМ и по мере необходимости вводятся частями в оперативную память. Общим для массивов параметром является номер геологического блока или залежи. С помощью массива геометрической информации определяется объем того или иного контура, а с помощью массива качественной информации устанавливается качественная характеристика объема.

Предположим, что на каком-то горизонте разрезная траншея пересекала геологические блоки № 3, 7 и 19. В каждом из них в контуре траншеи оказалось определенное число микроблоков. Например, в блоке № 3 оказалось 4000 микроблоков, в блоке № 7 — 25 000, в блоке № 19 — 5000. Если при размерах микроблоков $20 \times 20 \times 10$ м каждый микроблок имеет объем 4 тыс. м³, то объем

Развитие цифровых моделей идет по пути облегчения ручных операций по подготовке информации и вводу ее в ЭВМ, по пути снижения погрешности и трудоемкости расчетов. Порядковый номер микроблока заменен его координатами в трехмерном пространстве, а совместная модель месторождения и развития горных работ — раздельными моделями. Разделены массив информации о структуре месторождения и массив

Рис. 5.13. Блочная модель геологического плана горизонта месторождения

1 — руда 1-го сорта; 2 — руда 2-го сорта; 3 — порода; 4 — контур залежи

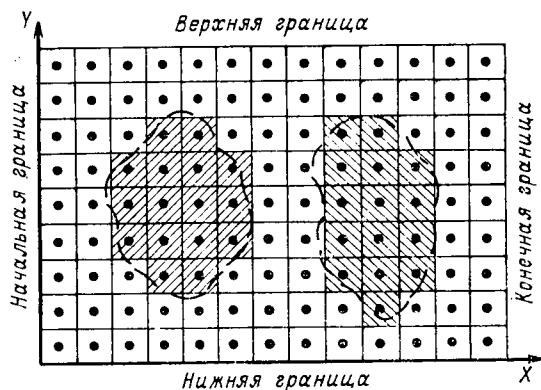
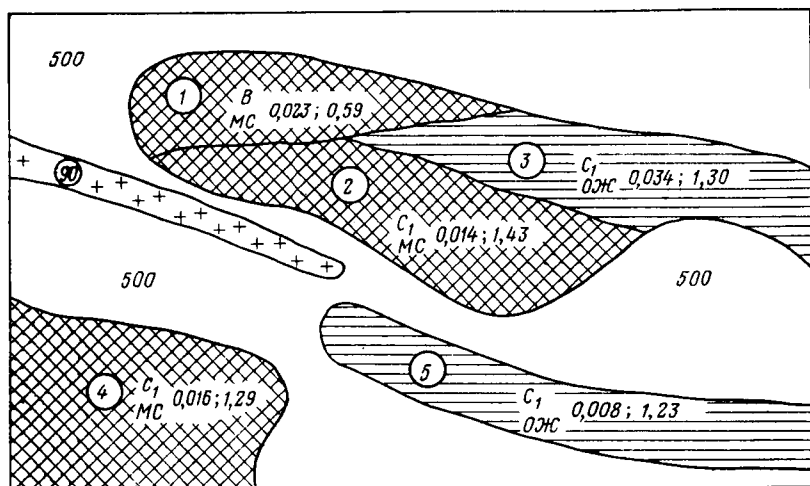


Рис. 5.14. Участок геологического плана горизонта:

1, 2, 3, 4, 5, 90, 500 — номера геологических блоков



траншеи составит $16 + 10 + 20 = 46$ тыс. м³. Таким образом, по массиву геометрической информации определен объем траншеи.

Определим качественную характеристику объема траншеи. Обратимся к массиву качественной информации. Пусть блок № 3 представлен рудой 1-го сорта, блок № 7 — рудой 3-го сорта, блок № 19 — скальной вскрышей. Следовательно, объем траншеи включает 16 тыс. м³ руды 1-го сорта, 10 тыс. м³ руды 3-го сорта и 20 тыс. м³ скальной вскрыши. Используя сведения о содержании полезных компонентов, можно подсчитать объем добываемых при проведении траншеи полезных компонентов.

Процесс расчета на ЭВМ осуществляется следующим образом. Машина, определив в соответствии с программой развития горных работ принадлежность элементарного блока к тому или другому

технологическому контуру (например, к объему разрезной траншеи), одновременно устанавливает номер геологического блока, в который входит элементарный блок. Затем соответственно номеру геологического блока из внешней памяти вводятся его характеристики и присваиваются данному элементарному блоку или набранной сумме элементарных блоков. В результате этих операций определяются число элементарных блоков в данном технологическом контуре, его объем и качественные характеристики.

Основной недостаток рассмотренной математической модели заключается в том, что вследствие небольших размеров микроблоков их общее число в границах горного отвода очень велико (достигает 200—700 тыс.). Вследствие этого вычислительные операции требуют много времени даже при использовании быстродействующих машин и очень большого объема машинной памяти. Поэтому в более совершенных модификациях математических моделей применяют различные приемы: используют ленточные блоки большой длины, объединяют однородные микроблоки в блоки больших размеров (макроблоки) и др.

Основными параметрами цифровой математической модели месторождения являются ее границы (размеры условного параллелепипеда, вмещающего в себя горный отвод) и размеры элементарного блока. Границы модели принимают минимальными, но достаточными для того, чтобы оцениваемые контуры карьера всегда находились внутри границ модели месторождения. Границы модели наносят на погоризонтных планах в виде прямоугольника, две стороны которого совпадают с координатными осями. Высота элементарного блока принимается равной высоте уступа. Размеры элементарного блока в плане имеют важное значение, так как от них зависит точность решения горно-геометрических задач. При очень малых размерах элементарного блока можно достичь высокой точности расчетов. Однако при этом резко возрастает трудоемкость подготовки горно-геологической информации. Кроме того, допустимое число элементарных блоков на горизонте ограничивается емкостью оперативной памяти ЭВМ. Допустимый размер элементарного блока сначала определяют из условия точности моделирования горных выработок, а затем — из условия точности моделирования контура рудных тел (сортовых участков). Минимальный полученный размер блока проверяют по условию размещения одного горизонта математической модели в памяти ЭВМ. При определении размера блока из условия точности моделирования выработанного пространства карьера следует исходить из того, что точность расчетов на ЭВМ не должна быть ниже точности определения площадей палеткой или планиметром, т. е. в пределах 3%. Как показал опыт, этого можно достигнуть, если размер элементарного блока устанавливать по условию точности подсчета объема разрезной траншеи. Разрезная траншея является самым узким участком на горизонте. Если объем разрезной траншеи будет вычисляться при данном размере элементарного блока с достаточной точностью, то

объемы других более широких участков, на которые разбиваются погоризонтные планы этапами работ, будут рассчитаны с меньшей точностью.

Порядок определения размера блока следующий. На погоризонтных планах карьера выбирают наиболее сложную по форме разрезную траншею. Ее контур наносят на кальку в масштабе погоризонтного плана. На эту же кальку накладывают квадратную палетку со стороной квадрата, равной ширине разрезной траншеи. Визуально подсчитывают число клеток, центры которых лежат на контуре траншеи и внутри его. По числу клеток определяют площадь S_m траншеи. Аналитически (путем разбивки площади траншеи на правильные фигуры) или с помощью планиметра определяют истинную площадь S_n траншеи. Определяют расчетную относительную погрешность подсчета объема траншеи по формуле

$$\eta_p = \frac{S_n - S_m}{S_n} 100, \% \quad (5.11)$$

Если расчетная погрешность получилась больше допустимой погрешности, принимаемой равной 3%, то размер квадрата палетки уменьшают и расчеты повторяют до тех пор, пока относительная погрешность не будет меньше допустимой.

При определении размера элементарного блока из условия точности моделирования контура рудных тел на погоризонтных планах следует исходить из того, что точность расчетов должна соответствовать погрешности представления исходной геологической документации.

Контуров рудных тел (сортовых участков) представляются с определенной погрешностью, которая колеблется в пределах 10—75% в зависимости от категории запасов.

Регулировать погрешность вычисления объемов рудных тел с применением ЭВМ можно путем подбора соответствующего размера элементарного блока с учетом сложности формы рудных тел на погоризонтных планах. Принятый размер элементарного блока проверяется по условию размещения одного горизонта модели в оперативной памяти ЭВМ, т. е. размер блока должен удовлетворять условию

$$B_6 \geq \sqrt{\frac{L_x L_y}{n_p n_{\text{я}}}}, \quad (5.12)$$

где L_x , L_y — соответственно размер начальной и нижней границы модели в масштабе погоризонтного плана, мм; $n_{\text{я}}$ — число ячеек оперативного запоминающего устройства ЭВМ, отведенных для размещения одного горизонта; $n_p \geq 1$ — число элементарных блоков, информация о которых размещается в одной ячейке.

Если это условие не выполняется, то необходимо разделить контур карьера на составные части и для каждой из них провести самостоятельный геометрический анализ на ЭВМ. Затем результаты сводятся в общую таблицу.

§ 10. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ БОРТОВ И РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

Аналогично в аналитических моделях бортов и рабочей зоны используется трехмерная система координат, в которой условно помещается карьер как геометрическое тело (рис. 5.15). Боковая поверхность карьера, состоящая из горизонтальных и наклонных площадок (берм и откосов уступов) и имеющая сложную ступенчатую форму, с достаточной степенью точности может быть представлена совокупностью замкнутых контурных кривых, ограничивающих каждый горизонт карьера. В качестве замкнутого контура горизонта принимается средняя линия откоса уступа (см. рис. 5.15, штрихпунктирная линия). Таким образом, математическое моделирование карьера как геометрического тела сводится к математическому описанию контуров карьера каждого горизонта в координатах X и Y . Координата Z задается номером погоризонтного плана. Криволинейный контур карьера на каждом горизонте аппроксимируется прямолинейными отрезками ломаной (рис. 5.16). Моделью контура карьера будет являться совокупность уравнений замкнутых ломаных, аппроксимирующих контур карьера на всех горизонтах. Любой вогнутый контур можно разделить прямыми, параллельными оси координат, на выпуклые четырехугольники (см. рис. 5.16). Число четырехугольников, на которые разбивается каждый горизонт карьера, неодинаково и колеблется от 2 до 50 в зависимости от изменений контура карьера на горизонтах и точности аппроксимации его ломаной. Вершины четырехугольников могут лежать на аппроксимируемом контуре, находиться внутри и снаружи него. При расстановке вершин четырехугольников необходимо стремиться к тому, чтобы амплитуда колебаний криволинейного контура (см. рис. 5.16) относительно его аппроксимирующей ломаной не превышала половину размера элементарного блока математической модели месторождения.

Рабочая зона карьера ограничивается конечными и промежуточными 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 или нижней линией откосов уступов (рис. 5.17). При геометрическом анализе перемещение рабочей зоны принято дискретным с шагом по вертикали, равным высоте уступа, а по 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 складывается из выемочных блоков, выделяемых линиями фронта работ на каждом горизонте). Задача геометрического анализа состоит в том, чтобы определить объем каждого выемочного блока для определения объема горизонта или этапа. Объем выемочного блока равен сумме объемов элементарных блоков с разными признаками качества (см. рис. 5.17).

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. Такой порядок сокращает машинное время вычисления поэтапных объемов горных работ, позволяет держать в процессе расчетов в оперативной памяти ЭВМ цифровую модель одного горизонта карьера.

Чтобы определить принадлежность контура к горизонту и этапу горных работ, введем условное обозначение k/j , где k — номер этапа горных работ (горизонт подготовки); j — 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. 5.18).

Для математического описания развития горных работ используется метод, основанный на подобии конфигураций контуров, ограничивающих на горизонтах участки и разрезную траншею для одного этапа горных работ. Так, все точки контура разрезной траншеи на первом горизонте (первый этап работ) удалены от оси разрезной траншеи на расстояние

$$R_{1/1} = \frac{B_r}{2}, \quad (5.13)$$

где B_r — ширина траншеи, мм.

Точки контура второго этапа горных работ, спроектированные на первый горизонт, удалены от оси разрезной траншеи второго горизонта на расстояние

$$R_{2/1} = \frac{B_r}{2} + B_{p.н}, \quad (5.14)$$

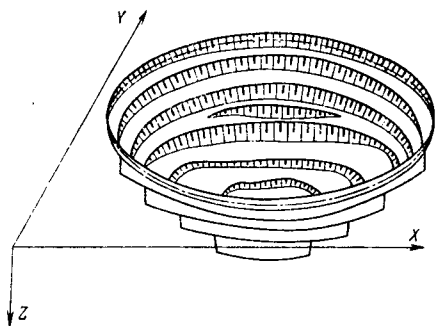


Рис. 5.15. Схема к аналитическому моделированию бортов и рабочей зоны карьера

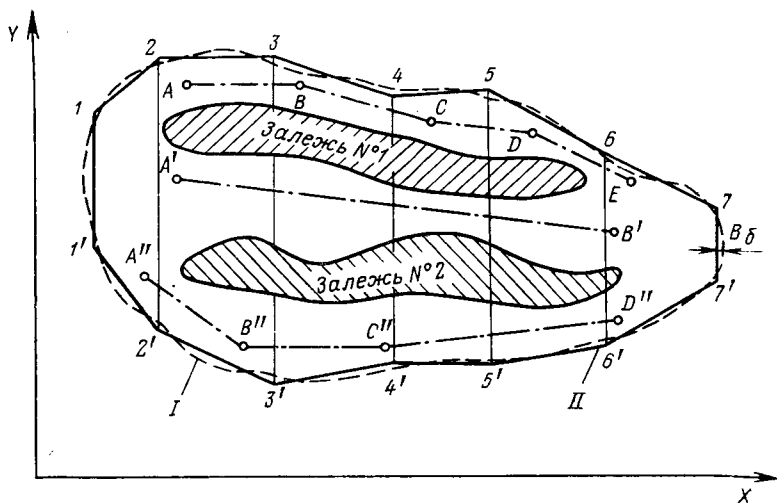


Рис. 5.16. Схема к определению контура карьера на рассматриваемом горизонте:

I — контур карьера; *II* — аппроксимирующая ломаная

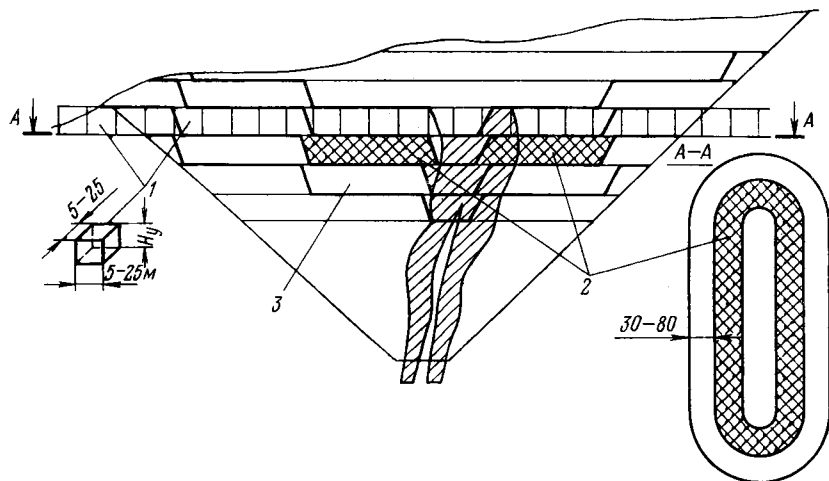


Рис. 5.17. Элементы математических моделей месторождения и рабочей зоны карьера:

1 — элементарный блок (микроблок); *2* — выемочный блок; *3* — этапы горных работ

где $B_{p.п}$ — ширина рабочей площадки с учетом горизонтальной проекции откоса уступа, мм.

Для j -го горизонта k -го этапа горных работ это расстояние определяется по формуле

$$R_{k/j} = \frac{B_{\tau}}{2} + B_{p.п} (k - j). \quad (5.15)$$

Математическое описание контуров участков в ЭВМ осуществляется следующим образом. Участок разбивается 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. 5.19). Контур кругов описывается уравнением окружности

$$R_{k/l}^2 - (x - X_{A_l})^2 - (y - Y_{A_l})^2 = 0, \quad (5.16)$$

где X_{A_i} и Y_{A_i} — координаты ломаной оси разрезной траншеи.

Координаты вершин четырехугольников (точки касания прямых с окружностями) определяются следующим образом. Например, для определения координат четырехугольника 1—2—3—4 вычисляется угловой коэффициент прямой 1—2 по формуле

$$\rho = \frac{X_{A_2} - X_{A_1}}{Y_{A_2} - Y_{A_1}}. \quad (5.17)$$

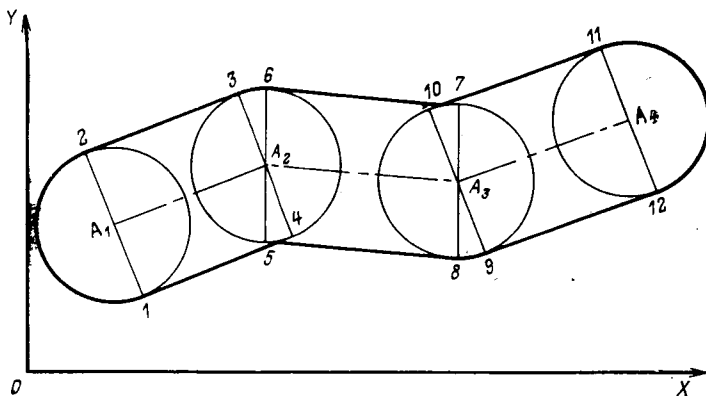


Рис. 5.19. Схема к аналитическому моделированию контура выемочного блока

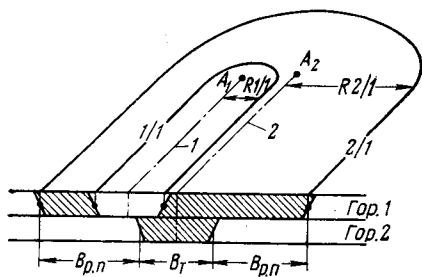


Рис. 5.18. Принципиальная схема развития горных работ на горизонте: 1, 2 — оси разрезных траншей первого и второго горизонтов

Вычисляются координаты точек пересечения прямой 1—2 с первой окружностью с центром в точке A_1 по формулам:

$$Y - Y_{A_1} = \rho (x - X_{A_1});$$

$$R_{k/j}^2 - (x - X_{A_1})^2 - (y - Y_{A_1})^2 = 0.$$

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:

$$y - Y_{A_1} = \rho (x - X_{A_1});$$

$$R_{k/j}^2 - (x - X_{A_2})^2 - (y - Y_{A_2})^2 = 0.$$

Аналогично определяются координаты вершин всех четырехугольников, а их стороны описываются уравнениями отрезков. Таким образом, контур участка моделируется совокупностью дуг окружностей с центрами в вершинах ломаной оси разрезной траншеи и уравнениями касательных к ним.

§ 11. КОДИРОВАНИЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ ДЛЯ ВВОДА В ЭВМ

Исходной геометрической информацией являются геологические планы горизонтов месторождения в масштабе 1 : 5000 или 1 : 2000 с выделенными на них и занумерованными геологическими структурными единицами (геологическими блоками или залежами). Размеры всех погоризонтных планов должны быть одинаковыми и достаточными для вписывания максимального контура карьера.

Для съема геометрической информации о форме и расположении на геологических планах контуров геологических блоков, залежей, контуров горных выработок и других линий и площадей применяются растровый и следящий способы (рис. 5.20). При обоих способах кривые аппроксимируются отрезками прямых, информация о которых снимается в виде координат точек перелома. При растровом способе координаты снимаются в точках пересечений параллельных линий растра с кодируемым контуром. На рис. 5.20 последовательность съема координат показана номерами точек. При следящем способе контур обводится в направлении против часовой стрелки. Интервалы между смежными точками по оси X могут быть приняты равными и больше, чем при растровом способе, что при той же точности позволяет уменьшить число кодируемых точек. Достоинство растрового способа состоит в том, что здесь информация более упорядочена. Это облегчает ее обработку.

Подготовка геометрической информации для ввода в ЭВМ состоит в ее съеме и кодировании. При ручном способе подготовки на погоризонтный план накладывается сделанная из прозрачного материала параллельная палетка таким образом, чтобы слои ее были

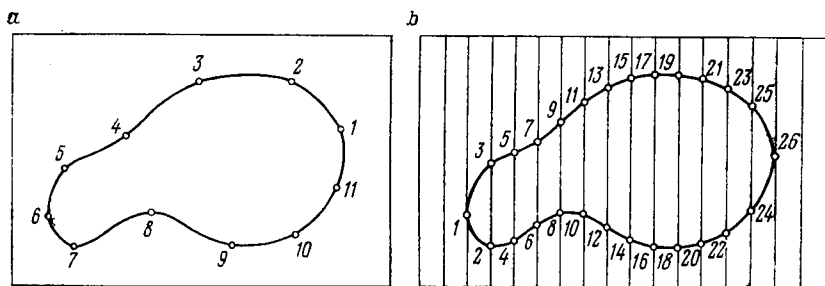


Рис. 5.20. Последовательность съема информации о контурах блоков при следящем (а) и растровом (б) способах

параллельны оси OY (рис. 5.21). Затем по середине каждого слоя измеряются отрезки AB , AC , AD , AE . Данные замеров по каждому слою заносятся в бланки (табл. 5.6). Вначале записывается номер геологического блока, а затем его размер. Например, в строке 6 таблицы записываются измерения, сделанные в слое 6 погоризонтного плана (см. рис. 5.7). Для отрезка $AB = 8$ мм запишем вначале номер геологического блока, который равен 500, а затем — его размер, равный 8. Тогда получим 5000008. Для отрезка $AC = 33$ мм запишем 30033 и т. д.

Таким образом, последние четыре цифры каждого элемента строки бланка означают расстояние от оси OX до границы замыкающего геологического блока в слое палетки, а первые три цифры — номер вскрышных (500, 501) и рудных (1—499) блоков. Строка от строки отделяется буквой k , горизонт от горизонта — звездочкой.

В качестве исходного документа для подготовки информации о контурах карьера служит план оцениваемых вариантов контуров карьера в том же масштабе, который принят для геологических погоризонтных планов. Подготовка информации осуществляется следующим образом. На план карьера наносят оси координат с той же точкой отсчета, которая взята для модели месторождения. Для каждого горизонта наносят конечные контуры карьера в виде средней линии откосов уступов. Криволинейные линии контуров заменяют ломаными линиями, для чего план карьера разбивают на четырехугольники, у каждого из которых две стороны образованы вертикальными прямыми, параллельными оси OY . Ширина четырехугольников определяется в процессе их построения в зависимости от криволинейности контура. Вначале проводят вертикальную прямую $1-1'$, а затем — прямые $1-2$ и $1'-2'$ так, чтобы выдержать требование допустимой погрешности аппроксимации, т. е. чтобы расстояние между аппроксимируемой кривой и стороной четырехугольника не превышало 0,5 ширины элементарного блока. Затем от точек 2 и $2'$ откладывают отрезки $2-3$ и $2'-3'$ и т. д. (см. рис. 5.16). Координаты вершин четырехугольников

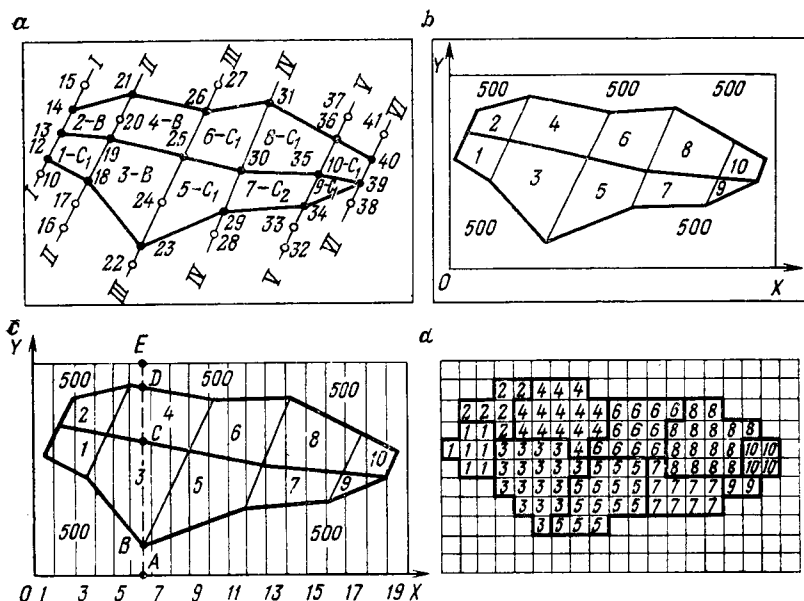


Рис. 5.21. Схема преобразования плана горизонта в математическую модель:

a — общий вид плана горизонта; *b* — порядок нумерации геологических блоков; *c* — план горизонта с наложенной палеткой; *d* — графическая интерпретация горизонта модели месторождения

в виде расстояний, измеряемых до осей OX и OY , заносят в бланки установленной формы.

К информации о развитии горных работ относится ширина разрезной траншеи, ширина рабочей площадки, положение разрезных траншей на погоризонтных планах карьера для каждого варианта развития горных работ. Варианты развития горных работ задаются в виде осей разрезных траншей или контура первоначальной выработки на погоризонтных планах карьера (см. рис. 5.16). Кривые

Таблица 5.6

Номер слоев	Номер и размер блока (залежи)				
1	5000031	10035	5000055	k	—
2	5000028	10039	30045	5000055	k
3	5000025	10038	20047	5000055	k
4	5000020	30035	60038	5000055	k
5	5000013	30036	40045	5000055	k
6	5000008	30033	40049	5000055	k
...	...	...	...	...	...
19	5000030	100032	5000055	k	—

линии осей траншей или фронта работ аппроксимируются ломаными прямыми, координаты точек перелома которых являются исходной информацией ($A-B-C-D-E$; $A'-B'$; $A''-B''-C''-D''$).

Считывание информации с чертежей, ее кодировка и запись на промежуточной носитель (перфоленты, перфокарты) вручную являются весьма трудоемкими операциями и вызывают большое число ошибок. Этот недостаток устраняется при использовании специальных шифраторов (электронных преобразователей геометрической информации), предназначенных для автоматизированного съема, кодирования и выдачи информации на носителе в форме, пригодной для дальнейшего использования ЭВМ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Арсентьев А. И.* Определение производительности и границ карьера. М., Недра, 1970.
2. *Ломоносов Г. Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. М., Недра, 1975.
3. *Ржевский В. В.* Режим горных работ при открытой добыче угля и руды. М., Углетехиздат, 1957.
4. *Ржевский В. В.* Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1975.
5. *Симкин Б. А., Шкута Ю. К.* Аналитическое моделирование месторождений и их открытой разработки. М., Наука, 1976.
6. *Хохряков В. С., Яшкин А. З.* Математическое моделирование сложно-структурных многокомпонентных месторождений. — Известия вузов. Горный журнал, 1976, № 9, с. 3—6.
7. *Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров*/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

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 горных 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 решаются задачи выбора способа разработки или определения границы между открытыми и подземными разработками. При решении обеих задач необходимо оконтуривание карьеров, т. е. установление контуров карьеров на плане и геологических сечениях. Проектные контуры карьера можно подразделить на конечные, перспективные и промежуточные (рис. 6.1).

Конечными называют контуры, по которым согласно проекту должны быть погашены открытые горные работы. Конечные контуры должны быть определены с высокой степенью точности. Перспективными 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. Такое деление проектных контуров вызвано практикой, которая показала, что на многих карьерах контуры неоднократно пересматривались (табл. 6.1). Основная причина изменения контуров состояла в том, что в действительности они были определены весьма приближенно, так как не учитывались многие факторы (например, фактор времени и др.). Исследования последних лет показывают, что 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

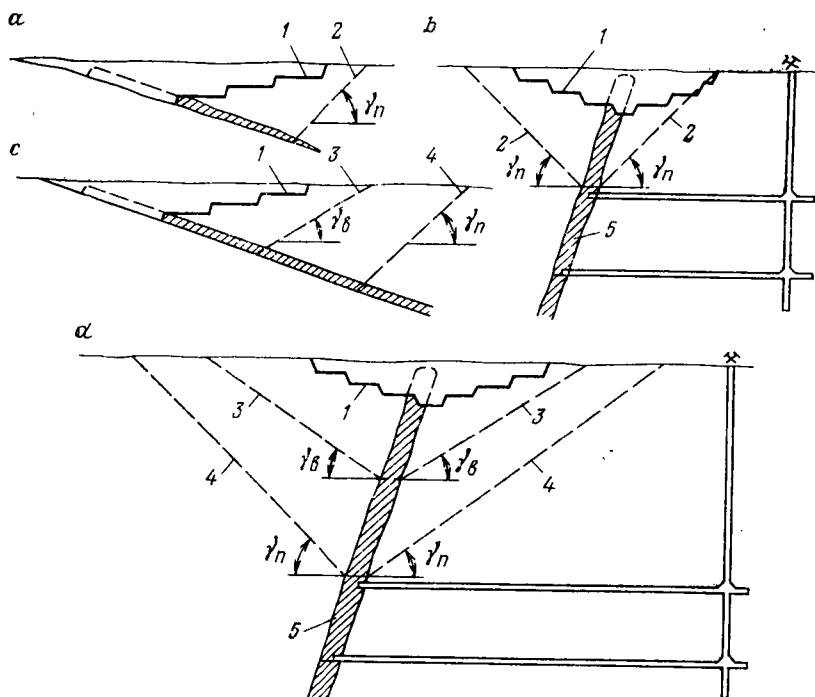


Рис. 6.1. Контуры карьера на месторождениях с небольшими (*a, b*) и значительными (*c, d*) запасами:

1 — рабочий борт; 2 — конечный контур; 3 — промежуточный контур; 4 — перспективный контур; 5 — добыча полезного ископаемого подземным способом; γ_n — угол погашения борта карьера $\gamma_в$ — угол наклона временного борта карьера

период времени, для которого принимаются решения, тем меньше их достоверность. Следовательно, при сроке разработки более 12—15 лет контуры карьера могут быть определены, как правило, лишь приближенными в виде перспективных и промежуточных (см. табл. 6.1). 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 следует предусматривать развитие горных работ по этапам и выделять промежуточные контуры карьера.

Методы определения конечных контуров карьеров весьма детально разработаны в трудах профессоров П. И. Городецкого, А. С. Фиделева, П. Э. Зуркова и др. В трудах профессоров

Таблица 6.1

Карьеры	Год составления проекта	Проектная глубина карьера, м	Карьеры	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

В. В. Ржевского и А. И. Арсентьева обобщены существующие и разработаны новые методы [1, 2, 7].

Выбор оптимальных контуров карьера имеет важное значение, так как от них зависят объем промышленных запасов полезного ископаемого и объем вскрышных пород в карьере, которые определяют производительность и срок существования карьера. Контур карьера влияет на выбор способа вскрытия, места заложения траншей и расположения поверхностных сооружений, транспортных коммуникаций и др.

§ 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 затраты 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 максимальный угол наклона борта, обеспечивающий устойчивость откоса. 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 аналитически по ус-

ловию принятого запаса устойчивости, заданной высоты уступа и борта, геологических и других факторов [4].

Большинство применяемых методов расчета угла откоса бортов и уступов основано на определении сдвигающих и удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверхности 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 поверхности ослабления и пластичные слои, то рекомендуется выпуклый профиль борта.

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.

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.

Угол наклона устойчивого борта карьера должен допускать на борту размещение площадок безопасности и транспортных площадок. Угол наклона нерабочего борта карьера, обеспечивающий размещение площадок, зависит от вида транспорта, ширины берм и угла откоса уступов при простой трассе внутренних капитальных траншей, колеблется от 35—37 до 41—42°. Угол наклона борта, обеспечивающий размещение площадок, определяется обычно графическим построением (реже аналитически). Примеры конструкции бортов карьеров, выполненных для различных условий, при-

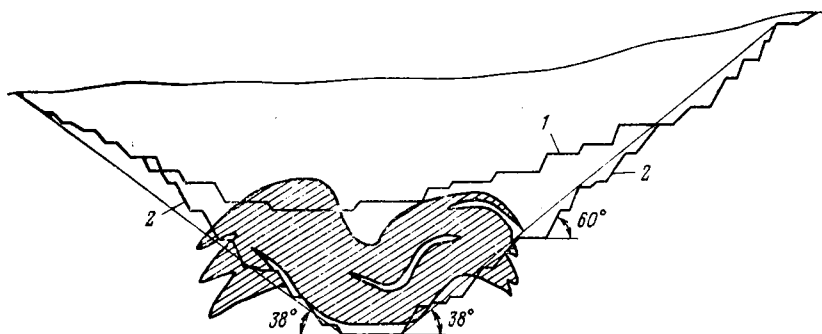


Рис. 6.2. Конструкция конечных бортов на одном из рудных карьеров:
1, 2 — рабочий и конечный борт карьера соответственно

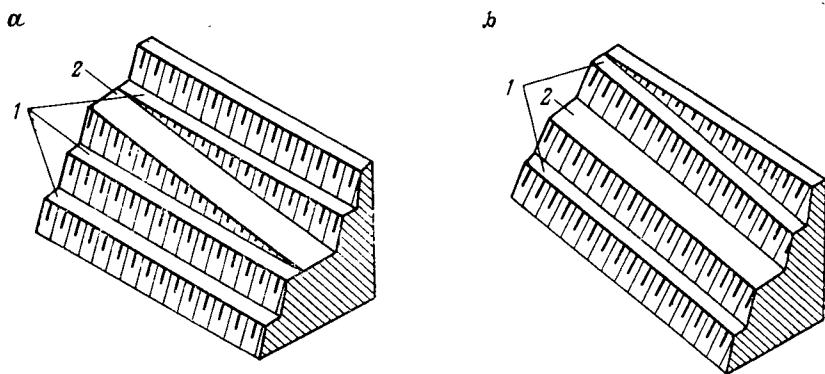


Рис. 6.3. Конструкция нерабочего (погашенного) борта карьера с горизонтальными (а) и наклонными (б) предохранительными бермами:
1 — предохранительные бермы; 2 — транспортные площадки

ведены на рис. 6.2. Факторами, определяющими угол наклона борта, являются ширина и число площадок, оставляемых на борту, высота уступов, значения угла устойчивых откосов уступов, которые могут быть различными на различных горизонтах. Угол β наклона борта карьера определяется по формуле

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{nh}{\Sigma B_{\text{т}} + \Sigma B_{\text{п}} + nh \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (6.1)$$

где n — число уступов; $B_{\text{т}}$, $B_{\text{п}}$ — соответственно ширина транс-

портных и предохранительных берм, м; h — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, градусы.

Ширина площадок и их число на нерабочем борту карьера зависят от способа вскрытия, вида транспорта и регламентируются «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений 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. Для увеличения угла наклона борта карьера применяют искусственное укрепление откосов уступов, устраивают предохранительные бермы наклонными, т. е. проводят их в вертикальной плоскости параллельно транспортным площадкам (рис. 6.3). По данным канд. техн. наук А. М. Галкина, предложившего конструкцию борта с наклонными предохранительными бермами на Сибайском карьере, угол наклона нерабочего борта может быть повышен на несколько градусов.

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. В табл. 6.2 приведены значения угла наклона борта карьера с бермами, расположенными через один уступ, которые можно использовать для ориентировочного установления угла наклона бортов карьера.

Т а б л и ц а 6.2

Ширина берм, м	Угол откоса уступа, градусы	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

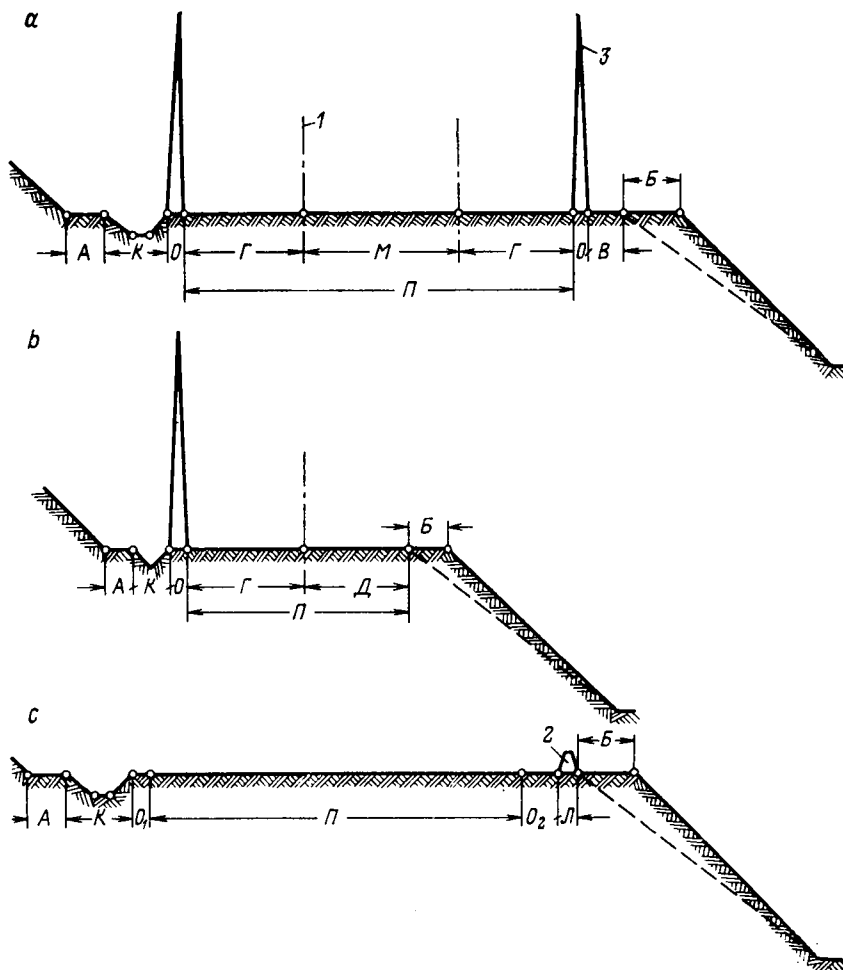


Рис. 6.4. Конструкция транспортной бермы:

a — двухпутная в рыхлых породах; *b* — однопутная в скальных породах; *c* — при автомобильном транспорте в рыхлых породах; 1 — ось железнодорожного пути; 2 — защитная стенка; 3 — контактная опора

§ 3. КОНСТРУКЦИЯ И РАЗМЕРЫ ТРАНСПОРТНЫХ БЕРМ

Ширина транспортных берм на карьерах различна для рыхлых и скальных пород. Она зависит также от вида транспорта и размеров подвижного состава. При электровозном транспорте берма включает (рис. 6.4) резервную берму безопасности, земляное полотно, кювет, обрез и полосу для установки опор контактной сети (рис. 6.4). Ширина резервной бермы безопасности принимается в зависимости от вида транспорта, крепости пород и высоты уступа (табл. 6.3).

Ширина кювета по верху 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 равно 1 м, а расстояние от оси пути до контактной опоры — 3,1 м. На однопутных бермах расстояние от оси пути до бермы безопасности равно 2,75 и 2,5 м соответственно в рыхлых и скальных породах.

Расстояние между осями стационарных путей зависит от грузоподъемности думпкаров и принимается по табл. 6.4.

При автомобильном транспорте предусматривается размещение защитной стенки (см. рис. 6.4), занимающей полосу шириной 0,5 м. Ширина обочин равна 0,5 и 1 м соответственно со стороны кювета и со стороны бермы безопасности. Ширина проезжей части автодороги зависит от интенсивности движения и грузоподъемности автосамосвалов (табл. 6.5).

При пересечении бермы линией электропередач напряжением 6 кВ расстояние от опоры линии электропередач 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. 6.6).

Ширина площадок, на которых размещаются разворотные кривые автодороги (серпантины), составляет около 60 м и устанавливается по радиусу поворота на оси автодороги не менее 20 м. Ширина разворотной площадки равна сумме двух минимальных радиусов поворота (40 м), ширины автодороги (15—17 м), уширения по кривой (2—4 м), ширины бермы безопасности (0,5—2 м) и ширины защитной стенки 0,5 м, т. е.

$$B_{\text{тр}} = 2R + D + B + L + K, \quad (6.2)$$

где R — радиус поворота автодороги (см. приложение); D — ширина автодороги с учетом проезжей части и обочины; B — ширина бермы безопасности; L — ширина полосы для размещения защитной стенки; K — ширина кювета.

Т а б л и ц а 6.3

Транспорт	Ширина берм безопасности, м			
	Скальные породы		Рыхлые породы	
	Высота уступа, м			
	10	20	10	20
Автомобильный	0,5	1	1	1,5
Железнодорожный	1	1,5	1,5	2

Таблица 6.4

Грузоподъемность дмпкара, т	Расстояние между осями стационарных железнодорожных путей, мм	
	на двухпутных маги- стралях	на многопутных маги- стралях между осями второго и третьего пути
До 85	4100	5000
85—120	4600	5040
180 и более	5000	5300

Таблица 6.5

Подвижной состав	Ширина проезжей части автодороги, м			
	Двухполосное движение грузонапряженностью (брутто), млн. т/год			Однопо- лосное движе- ние
	>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.

Таблица 6.6

Транспорт	Ширина транспортных бERM, м	
	Рыхлые породы	Скальные породы
Железнодорожный с электровозной тягой:		
однколейный путь	8,90 + 6	7,5 + 6
двухколейный путь	14,75 + 6	13,60 + 6
разъезд	15,95 + 6	14,80 + 6
Железнодорожный с тепловозной тягой:		
однколейный путь	8,15 + 6	6,50 + 6
двухколейный путь	12,25 + 6	10,60 + 6
разъезд	13,45 + 6	11,80 + 6
Автомобильный	4,65 + a + 6	4,5 + a + 6
Троллейвозный	7,45 + a + 6	7,30 + a + 6

Примечание. б — ширина резервной бЕРмы безопасности; а — ширина проезжей части автодороги.

§ 4. КОЭФФИЦИЕНТ ВСКРЫШИ И КОЭФФИЦИЕНТ ГОРНОЙ МАССЫ

Коэффициент вскрыши — это отношение объема или массы вскрыши к объему или массе добываемого полезного ископаемого, т. е. коэффициент вскрыши показывает количество пустых пород, которое необходимо вынуть и переместить в отвал, чтобы добыть единицу массы или объема полезного ископаемого.

Если вскрыша и полезное ископаемое выражаются в объемных единицах, то коэффициент вскрыши называется объемным. Объемный коэффициент вскрыши используют при расчетах конечной глубины карьера.

Различают средний, слоевой, контурный, текущий, плановый и граничный коэффициенты вскрыши.

Средний промышленный коэффициент вскрыши — это отношение всего объема V вскрыши к объему Q полезного ископаемого в контурах карьера при данной глубине разработки (рис. 6.5), т. е.

$$K_{в.с} = \frac{V}{Q}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (6.3)$$

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши, извлекаемого в контурах карьера в период эксплуатации (без учета объема горно-капитальных работ), к объему полезного ископаемого, извлекаемому за тот же период, т. е.

$$K_{в.э} = \frac{V - V_0}{Q - Q_0}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (6.4)$$

где V — полный извлекаемый объем вскрыши в контурах карьера, м^3 ; V_0 — объем вскрыши, извлекаемый в период строительства карьера, м^3 ; Q — полный извлекаемый объем полезного ископаемого в контурах карьера, м^3 ; Q_0 — объем полезного ископаемого, извлекаемый в период строительства карьера, м^3 .

Контурный коэффициент вскрыши — это отношение объема V_k вскрыши, извлекаемого при расширении контуров карьера, к объему Q_k полезного ископаемого, извлекаемому при расширении контуров (рис. 6.6), т. е.

$$K_{в.к} = \frac{V_k}{Q_k}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (6.5)$$

Текущий коэффициент вскрыши — это отношение объема V_t вскрыши, извлекаемого за определенный период времени, к объему Q_t полезного ископаемого, извлекаемому за тот же период (рис. 6.7), т. е.

$$K_{в.т} = \frac{V_t}{Q_t}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (6.6)$$

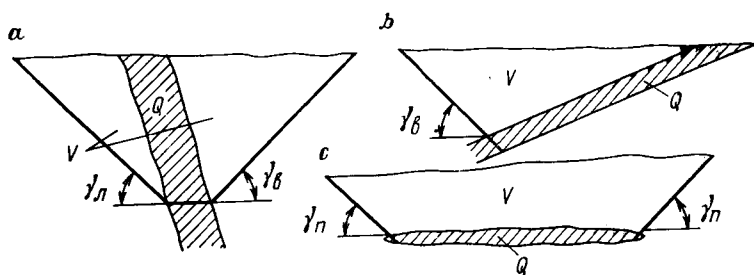


Рис. 6.5. Схема к определению среднего промышленного коэффициента вскрыши для крутых (а), наклонных (б) и горизонтальных (с) залежей

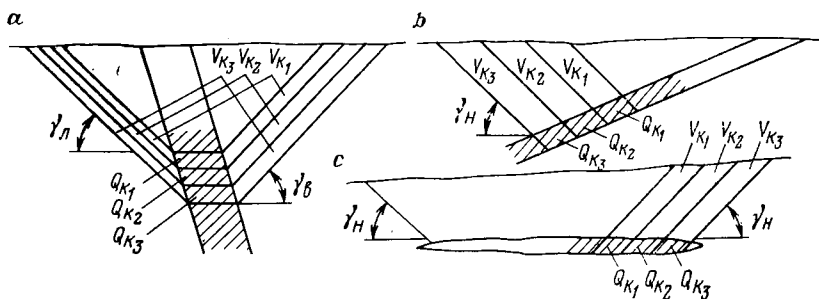


Рис. 6.6. Схема к определению контурного коэффициента вскрыши для крутых (а), наклонных (б) и горизонтальных (с) залежей

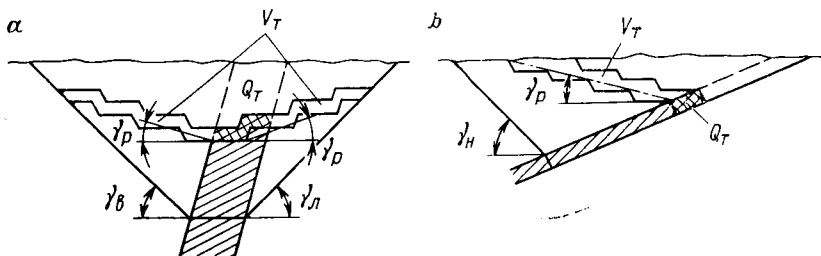


Рис. 6.7. Схема к определению текущего коэффициента вскрыши для крутых (а) и пологих (б) залежей

Рассмотренные выше коэффициенты вскрыши являются геометрическими показателями, так как устанавливаются измерением объемов вскрышных пород и полезного ископаемого. Плановый и граничный или предельный коэффициенты вскрыши являются экономическими показателями. По плановому коэффициенту вскрыши устанавливают величину погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации. По граничному коэффициенту вскрыши оценивают сравнительную экономическую эффективность открытой разработки и находят конечные и перспективные контуры карьера.

Коэффициент горной массы — это отношение единицы объема удаляемой горной массы к единице извлекаемого из недр полезного компонента (например, металла), т. е.

$$K_{г. м} = \frac{V_{г. м}}{Q_m} = \frac{V_n + V_v}{Q_m}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (6.7)$$

где $V_{г. м}$, V_n , V_v — соответственно объем горной массы, полезного ископаемого и вскрыши, м^3 ; Q_m — количество металла, т;

$$Q_m = V_n \gamma \alpha, \text{ т}; \quad (6.8)$$

γ — плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; α — среднее содержание компонента в полезном ископаемом (например, металла в руде), доли единицы.

Из выражений (6.7) и (6.8) получим

$$K_{г. м} = \frac{1 + K_v}{\gamma \alpha}, \quad (6.9)$$

где K_v — коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Коэффициент горной массы также может быть средним, контурным, граничным и т. д. Коэффициент горной массы отражает не только влияние вскрышных работ на экономичность разработки, но также влияние качества полезного ископаемого. Поэтому он является более общим (чем коэффициент вскрыши) и с большей полнотой характеризует эффективность того или иного варианта открытых горных работ. Коэффициент горной массы используется в качестве технологического критерия оптимальности открытых горных работ, т. е. для решения таких задач, как оконтуривание карьеров, выбор оптимального варианта разработки месторождений и других задач [8]. В качестве критерия для оценки направления развития горных работ используется коэффициент горной массы, определяемый по формуле [8]

$$K_{г. м} = \frac{V_n + V_v}{V_{н. п}}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (6.10)$$

где V_n — текущий объем полезного ископаемого, извлекаемый в карьере, м^3 ; V_v — текущий объем вскрыши, м^3 ; $V_{н. п}$ — текущий

объем полезного ископаемого, приведенный по ценности к первому сорту, м³;

$$V_{н. п} = \sum_{i=1}^N V_i q_i; \quad (6.11)$$

V_i — текущий объем полезного ископаемого i -го сорта, м³; q_i — коэффициент приведения цены i -го сорта к цене 1-го сорта.

При открытой добыче бедных железистых кварцитов, являющихся сырьем для производства железорудного концентрата, коэффициент горной массы определяется по формуле

$$m = \frac{1 + \delta K}{\gamma}, \text{ т/т}, \quad (6.12)$$

где $\delta = \frac{C_b}{C_d + C_n}$ — отношение удельных затрат C_b на вскрышные работы к сумме удельных затрат на добычу C_d и переработку C_n руды; K — коэффициент вскрыши; γ — выход концентрата, доли единицы; C_b — затраты на 1 т вскрыши, руб; C_d — затраты на добычу 1 т полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышные работы), руб; C_n — затраты на переработку 1 т руды до концентрата, руб.

В данном случае коэффициент горной массы показывает, какое количество горной массы (приведенное к руде по стоимости добычи и переработки) извлекается для производства единицы железорудного концентрата. Здесь показателем качества руды является выход концентрата, так как он более полно отражает совокупность качественных характеристик руды при обогащении по сравнению с содержанием полезного компонента. Одинаковое содержание полезного компонента при разных технологических свойствах сортов руды не дает одинакового количества товарной продукции.

§ 5. ГРАНИЧНЫЙ КОЭФФИЦИЕНТ ВСКРЫШИ

Себестоимость полезного ископаемого при открытом способе разработки определяется по формуле

$$C_0 = C_d + C_b K_b, \text{ руб/м}^3, \quad (6.13)$$

где C_d — затраты на добычу 1 м³ полезного ископаемого (без учета затрат на вскрышу), руб; C_b — затраты на выемку 1 м³ вскрыши, руб; K_b — коэффициент вскрыши, м³/т.

Разработка месторождений открытым способом будет экономична в том случае, когда себестоимость полезного ископаемого будет меньше или равна допустимой (граничной) себестоимости. Максимальный коэффициент вскрыши, при котором себестоимость полезного ископаемого находится в пределах допустимой себестоимости, называется граничным или предельным. Он показывает максимально допустимый объем вскрыши, который необходимо

вынуть для добычи единицы полезного ископаемого. Граничный коэффициент вскрыши определяется по формуле

$$K_r = \frac{C_r - C_d}{C_b}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (6.14)$$

где C_r — допустимая себестоимость 1 м³ полезного ископаемого, руб.

В качестве допустимой себестоимости принята себестоимость C_{Π} или оптовая цена Π 1 м³ полезного ископаемого равного качества, добытого подземным способом. Значения C_r , C_d , C_b вычисляются путем многофакторной статистической обработки 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 точно рассчитывать показатели C_{Π} , C_b , C_d для различных горно-технических условий. Так как достоверность исходных данных сравнительно невелика (20—40%) и в формуле (6.14) учтены не все определяющие факторы, то граничный коэффициент вскрыши может быть рассчитан лишь приближенно (с возможной ошибкой 20% 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 получить дополнительный доход. С учетом этого дохода граничный коэффициент вскрыши определяется по формуле

$$K_r = \frac{C_r - C_d + K_{\Pi} \Pi_{\Pi}}{C_b}, \quad (6.15)$$

где Π_{Π} — отпускная цена попутно добываемого полезного ископаемого; K_{Π} — отношение объема попутно добываемого к объему основного полезного ископаемого.

Бедные руды при открытой разработке извлекаются и складываются в специальные отвалы. Себестоимость бедных руд равна или

близка к затратам на 1 м³ вскрыши. Потери и разубоживание при открытом и подземном способах разработки различны, поэтому определяют их сравнительную экономическую эффективность. Разница в потерях и разубоживании может быть учтена по условию равенства прибылей при открытом и подземном способах разработки. Прибыль за весь оцениваемый период разработки определяется как разность между ценностью продукции (концентрата), полученной в результате разработки, и общими затратами, т. е.

$$\begin{aligned} C_o Q \eta_o (1 + \rho_o) \gamma_o - (C_d + C_{п. о}) Q \eta_o (1 + \rho_o) - V C_b = C_{п. п} Q \eta_{п. п} (1 + \rho_{п. п}) - \\ - (C_{п. п} + C_{п. п. п}) Q \eta_{п. п} (1 + \rho_{п. п}), \end{aligned} \quad (6.16)$$

где η_o , $\eta_{п. п}$ — коэффициент извлечения руды соответственно при открытой и подземной разработке; ρ_o , $\rho_{п. п}$ — коэффициент разубоживания соответственно при открытой и подземной разработке; γ_o , $\gamma_{п. п}$ — выход концентрата соответственно при открытой и подземной разработке; Q — объем добытого полезного ископаемого; V — объем вскрыши; $C_{п. о}$, $C_{п. п}$ — затраты на переработку (обогащение) 1 м³ руды соответственно при открытой и подземной разработке; C_o , $C_{п. п}$ — отпускная цена концентрата соответственно при открытой и подземной разработке.

Из выражения (6.16) получим формулу для определения граничного коэффициента вскрыши

$$K_r = \frac{\eta_o (1 + \rho_o) (C_o \gamma_o - C_d - C_{п. о}) - \eta_{п. п} (1 + \rho_{п. п}) (C_{п. п} \gamma_{п. п} - C_{п. п} - C_{п. п. п})}{C_b}. \quad (6.17)$$

Граничный коэффициент вскрыши сильно зависит от глубины карьера, так как по мере ее увеличения растет расстояние транспортирования, что вызывает увеличение затрат на транспортирование. Однако по мере увеличения глубины карьера совершенствуются техника и технология открытых горных работ, т. е. действует фактор технического прогресса, под влиянием которого происходит уменьшение себестоимости полезного ископаемого. Это вызывает необходимость учета двух противоположно действующих факторов — глубины карьера и технического прогресса. Этот учет рекомендуется осуществлять по зонам глубины (0—100, 100—200 м и т. д.) и периодам разработки. Рассматриваемую зависимость трудно установить для добычных работ, которые обычно ведутся на 2—3 горизонтах. Выемка вскрыши может осуществляться одновременно на многих горизонтах, охватывая зону 100—150 м по высоте. В этом случае зависимость затрат на 1 м³ вскрыши от глубины карьера устанавливается с учетом распределения вскрыши по горизонтам. Влияние технического прогресса может быть учтено приближенно. Так как рассмотренные факторы действуют противоположно друг другу, то уточнения стоимостных показателей в зависимости от изменения глубины карьера невелики. Так, для глу-

бины карьера 150—300 м они находятся в пределах 10—15%, т. е. в пределах точности расчетов. Поэтому они должны учитываться в основном в глубоких карьерах с длительным сроком существования. Поэтому Гипроруда рекомендует определять граничный коэффициент вскрыши по формуле

$$K_r = \frac{\gamma_o(C_n + EK_n + C_{п.п} + EK_{п.п}) - (C_o + EK_o + C_{п.о} + EK_{п.о})}{C_o + EK_o}, \quad (6.18)$$

где γ_o , γ_n — выход концентрата при обогащении полезного ископаемого, добытого открытым и подземным способом соответственно, доли единицы; $C_{п.п}$, $C_{п.о}$ — затраты на обогащение 1 м³ полезного ископаемого, добытого подземным и открытым способом соответственно, руб; K_o , K_n , K_v — удельные капитальные затраты соответственно на добычные открытые работы (за вычетом затрат на горно-капитальные работы), добычные подземные работы и на вскрышные работы, руб/м³; $K_{п.п}$, $K_{п.о}$ — удельные капитальные затраты на обогащение 1 м³ полезного ископаемого, добытого подземным и открытым способом соответственно, руб; $E = 0,12$.

Экономическая эффективность того или иного варианта конечной глубины карьера существенно зависит от времени вложения затрат и получения эффекта. Для определения граничного коэффициента вскрыши с учетом разновременности затрат и доходов при условии получения в процессе разработки месторождения максимума приведенной прибыли М. Г. Саканцев рекомендует следующие формулы:

при комбинированной разработке месторождения (открытым и подземным способом)

$$K_{rp} = \frac{(C_o - C_n) + (Z_n - Z_o)}{Z_v - Z_v}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3; \quad (6.19)$$

при разработке месторождения открытым способом

$$K_{rp} = \frac{C_o - Z_o}{Z_v - Z_v}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3, \quad (6.20)$$

где C_o , C_n — приведенная ценность 1 м³ руды, добытой открытым и подземным способом соответственно, руб; Z_o , Z_n — приведенные затраты на выемку 1 м³ руды соответственно открытым и подземным способом, руб; Z_v — приведенные затраты на выемку 1 м³ вскрыши, руб; Z_v — эффект от реализации 1 м³ вскрыши приконтурного слоя, руб;

$$C_o = \frac{C}{1 + P_o}, \quad \text{руб}; \quad (6.21)$$

$$C_n = \frac{C}{1 + P_n} \frac{A_n}{A_o} + \frac{C_{тн}}{1 + P_n} \left(\frac{A_o - A_n}{A_o} - P_n + P_o \right) B_{тн}, \quad \text{руб}; \quad (6.22)$$

$$Z_o = C_o + C_r \frac{1 + \Pi_o}{1 + P_o} + \frac{dK_o}{dH} h_r \left[1 - \eta_s \left(1 - \frac{\text{ctg } \gamma}{\text{ctg } \gamma_p} \right) B_{t_b} \right], \text{ руб.}; \quad (6.23)$$

$$Z_n = \frac{A_n}{A_o} \left(C_n + C_r \frac{1 + \Pi_n}{1 + P_n} + K_n E_{n.n} \right) + \frac{A_o - A_n}{A_o} \times \\ \times \left(C_{n_o} + C_{r_n} \frac{1 + \Pi_n}{1 + P_n} \right) B_t - C_{n_{t_n}} (\Pi_n - \Pi_o) B_{t_n}, \text{ руб.}; \quad (6.24)$$

$$Z_b = C_b B_{t_{bc}} + \left(\frac{K_b}{t_k} \eta_s + C_s \right) B_{t_b}, \text{ руб.}; \quad (6.25)$$

$$Z_b = \frac{\sum_{i=1}^m (C_{p_i} \varepsilon_i - Z_{p_i}) \delta_{p_i} B_{t_{p_i}}}{m}, \text{ руб.} \quad (6.26)$$

где C и C_t — ценность 1 м³ руды соответственно в приконтурном слое и в момент окончания подземных работ, руб;

A_o , A_n — годовая производительность соответственно карьера и подземного рудника по руде, млн. м³;

P_o , P_n — разубоживание соответственно при открытом и подземном способе разработки, доли единицы; Π_o , Π_n — потери при открытом и подземном способах разработки, доли единицы;

C_o — себестоимость 1 м³ руды при открытом способе (без учета затрат на горнокапитальные, горноподготовительные и геолого-разведочные работы), руб;

C_n , C_{n_o} — себестоимость 1 м³ руды при подземном способе (без учета затрат на геологоразведочные работы) соответственно в приконтурном слое и в момент окончания подземных работ, руб;

C_b — затраты на выемку 1 м³ вскрыши, руб; K_n — капитальные затраты на 1 м³ руды при подземной разработке, руб; K_b — удельные капитальные затраты на выемку 1 м³ вскрыши, руб;

η_s — коэффициент перехода от контурного коэффициента вскрыши к эксплуатационному коэффициенту в момент подхода вскрышных работ к границам карьера по поверхности (для условий уральских меднорудных карьеров $\eta_s = 0,75 \div 0,85$);

C_r , C_{r_n} — затраты на геологоразведочные работы, приходящиеся на 1 м³ руды, соответственно в приконтурном слое и в момент окончания подземных работ, руб; t_k — срок существования карьера с учетом развития и затухания горных работ, годы; C_s — капитальные затраты на 1 м³ руды по восстановлению стоимости земли, занимаемой под отвалы и карьер, руб; δ_{p_i} — доля попутной реализации i -го вида вскрыши приконтурного слоя, доли единицы;

ϵ_i — выход товарной продукции из i -го вида вскрыши, доли единицы; $З_{pi}$ — дополнительные затраты, связанные с реализацией 1 м³ i -го вида вскрыши (затраты на доразведку месторождения, дополнительные затраты на технологический транспорт, селекцию, дробление, грохочение и др.), руб; $Ц_{pi}$ — стоимость реализации 1 м³ i -го вида вскрыши; m — число видов вскрыши; $E_{н.п}$ — нормативный коэффициент приведения разновременных затрат и эффекта; $B_{тп}$, $B_{тв}$, $B_{твс}$, $B_{тp}$ — коэффициенты разновременности затрат и эффекта;

$$B_t = (1 + E_{н.п})^t; \quad (6.27)$$

$t_{п}$ — лаг окончания подземных работ по отношению к моменту окончания открытых работ, годы; $t_{в}$ — продолжительность периода выемки вскрыши из приконтурного слоя, годы; t_{pi} — лаг реализации i -го вида вскрыши по отношению к моменту выемки руды из приконтурного слоя, годы; $t_{вс}$ — средневзвешенный лаг выемки вскрыши по отношению к моменту выемки руды, годы;

$$C_3 = \frac{Ц_3}{10^4 H} + \frac{Ц_3 K_p}{10^4 h_{от}}, \text{ руб}; \quad (6.28)$$

$Ц_3$ — цена 1 га земли, руб; H — глубина карьера, м; $h_{от}$ — высота отвала, м; K_p — коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале.

Для вытянутых месторождений, для которых влияние торцевых объемов вскрыши на увеличение общих объемов вскрыши в приконтурном слое несущественно, величину лага $t_{в}$ можно принять равной $\frac{t_{в}}{2}$. Для относительно коротких месторождений величина лага $t_{вс}$ определяется по формуле, учитывающей неравномерность распределения (по глубине) объемов вскрыши в торцевых участках приконтурного слоя,

$$t_{вс} = t_{в} \left[1 - \frac{\frac{L_{д}}{2} + \frac{\pi}{3} (R + 2r)}{L_{д} + \pi (R + r)} \right], \quad (6.29)$$

где $L_{д}$ — длина карьера без учета торцевых участков, м; R , r — средний радиус торцевых участков соответственно по верху и по низу, м.

Значения граничного коэффициента вскрыши в зависимости от условий залегания рудных тел, ценности полезных ископаемых и других факторов колеблются в следующих пределах: 8—12 и до 20 м³/т при разработке угольных месторождений с перевозкой и пе-

ревалкой вскрыши соответственно, $10\text{--}25 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ($3\text{--}8 \text{ м}^3/\text{т}$) при разработке меднорудных месторождений, $6\text{--}12 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ($2\text{--}4 \text{ м}^3/\text{т}$) при разработке железорудных месторождений.

§ 6. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ И ГЛУБИНЫ 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. Наибольшее применение получило косвенное сравнение, так как непосредственное сравнение вызывает необходимость подсчета затрат и прибыли за длительный период, что требует больших затрат труда. Лишь в последнее время в связи с широким применением ЭВМ и развитием методов прогнозирования технико-экономических показателей способ непосредственной экономической оценки вариантов стал получать все большее применение. Методы определения конечной глубины карьера, основанные на косвенной экономической оценке путем сравнения коэффициентов вскрыши [1, 3, 7], применяются для приближенных расчетов.

При определении конечной глубины карьера по *среднему коэффициенту вскрыши* должно соблюдаться условие равенства среднего и граничного коэффициентов вскрыши, т. е.

$$K_{\text{ср}} = K_{\text{гр}}$$

или

$$VC_{\text{в}} + QC_{\text{д}} = QC_{\text{п}}, \quad (6.30)$$

где Q — объем полезного ископаемого в контуре карьера; V — объем вскрыши; $C_{\text{п}}$ — себестоимость 1 м^3 полезного ископаемого при подземной разработке; $C_{\text{д}}$ — то же, при открытой разработке без учета затрат на вскрышные работы); $C_{\text{в}}$ — затраты на 1 м^3 вскрыши.

Левая часть равенства (6.30) представляет собой затраты на открытую разработку, а правая часть — затраты на подземную разработку месторождения до глубины $H_{\text{к}}$ (рис. 6.8). Из этого следует, что открытая разработка при конечной глубине карьера, установленной по условию равенства среднего и граничного коэффициентов вскрыши, не дает прямого экономического эффекта

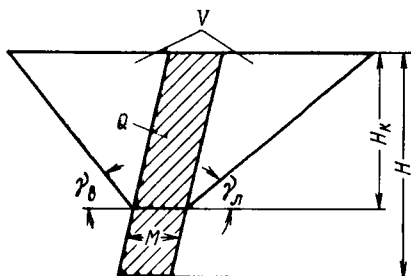


Рис. 6.8. Схема к определению конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши

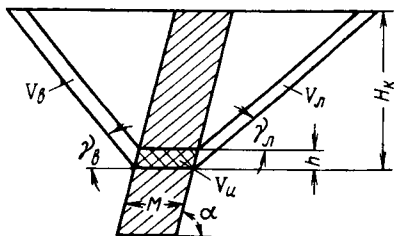


Рис. 6.9. Схема к определению конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши

по сравнению с подземной разработкой. Этот принцип определения конечной глубины карьера иногда находит применение в тех случаях, когда выявляются те преимущества открытого способа разработки, которые не полностью учитываются экономическими расчетами.

По среднему коэффициенту вскрыши конечную глубину карьера определяют в том случае, когда применение двух способов разработки исключено и месторождение должно разрабатываться либо подземным, либо открытым способом, при добыче высокоценных полезных ископаемых и многосортных руд и наличии преимуществ открытой разработки до возможно большей глубины перед подземной в отношении полноты извлечения, а также в тех случаях, когда подземная разработка осложняется частым самовозгоранием руд и трудностями, связанными со строительством подземных сооружений, большими притоками вод и др.

Из рис. 6.8 следует, что

$$Q = H_к M;$$

$$V = \frac{H_к^2}{2} (\text{ctg } \gamma_л + \text{ctg } \gamma_в). \quad (6.31)$$

Тогда

$$\frac{H_к^2}{2} (\text{ctg } \gamma_л + \text{ctg } \gamma_в) C_в + M H_к C_д = M H_к C_п. \quad (6.32)$$

Из уравнения (6.32) для простейших условий залегания (когда рудное тело постоянной мощности выходит на поверхность) получим формулу для определения конечной глубины карьера

$$H_к = \frac{2 K_r M}{\text{ctg } \gamma_л + \text{ctg } \gamma_в}. \quad (6.33)$$

При определении глубины карьера по *контурному коэффициенту вскрыши* предельным считается тот контур, при котором контур-

ный коэффициент вскрыши равен граничному. Затраты на добычу полезного ископаемого при открытой и подземной разработке при этом равны лишь на конечном контуре. Разграничение открытых и подземных работ по этому принципу обуславливает минимальные затраты на разработку всего месторождения, т. е.

$$Z_o + Z_n \rightarrow \min, \quad (6.34)$$

где Z_o , Z_n — соответственно затраты на разработку месторождения открытым и подземным способом до глубины H_k .

Из рис. 6.9 следует, что

$$Z_o = QC_d + VC_b; \quad (6.35)$$

$$Z_o = MH_k C_d + \frac{H_k^2}{2} (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_b) C_b, \quad (6.36)$$

где Q — запасы полезного ископаемого; V — объем вскрыши в контуре карьера.

Затраты на подземную разработку запасов, находящихся ниже контура карьера (в диапазоне $H - H_k$), определяются по формуле

$$Z_n = M(H - H_k) C_n. \quad (6.37)$$

Общие затраты на разработку месторождения

$$\sum Z = MH_k C_d + \frac{H_k^2}{2} (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_b) C_b + M(H - H_k) C_n. \quad (6.38)$$

Чтобы найти оптимальное значение H_k , соответствующее минимальному значению общих затрат, найдем первую производную функции общих затрат, т. е. решим уравнение относительно H_k

$$\frac{d \sum Z}{d H_k} = MC_d + H_k (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_b) C_b - MC_n. \quad (6.39)$$

Из уравнения (6.39) получим

$$H_k = \frac{K_r M}{\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_b} \quad (6.40)$$

или

$$K_r = \frac{H}{M} (\operatorname{ctg} \gamma_l + \operatorname{ctg} \gamma_b). \quad (6.41)$$

Докажем, что в уравнении (6.41) левая часть представляет собой контурный коэффициент вскрыши. Для этого на поперечном сечении (см. рис. 6.9) выделим на глубине H_k слой высотой h . Площади, соответствующие объемам вскрыши со стороны лежащего V_l и висячего V_b боков залежи в этом слое, выражаются в виде (см. рис. 6.9):

$$V_l = H_k (\operatorname{ctg} \gamma_l - \operatorname{ctg} \alpha) h; \quad (6.42)$$

$$V_b = H_k (\operatorname{ctg} \gamma_b + \operatorname{ctg} \alpha) h. \quad (6.43)$$

Площадь полезного ископаемого в этом слое

$$V_{\text{л}} = Mh. \quad (6.44)$$

Контурный коэффициент вскрыши

$$K_{\text{к}} = \frac{V_{\text{л}} + V_{\text{в}}}{V_{\text{л}}}$$

или

$$K_{\text{к}} = \frac{H_{\text{к}}}{M} (\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}). \quad (6.45)$$

Из выражений (6.41) и (6.45) следует, что конечная глубина карьера, определяемая по формуле (6.33), удовлетворяет условию

$$K_{\text{к}} = K_{\text{г}}.$$

Для более сложных условий залегания месторождения (с пропластками пустой породы мощностью m внутри залежи) контурный коэффициент вскрыши

$$K_{\text{к}} = \frac{V_{\text{л}} + V_{\text{в}} + V_{\text{д}}}{V_{\text{л}}}, \quad (6.46)$$

где $V_{\text{д}} = mh$ — объем пропластков пустой породы в слое;

$$V_{\text{л}} = (M - m)h. \quad (6.47)$$

При $K_{\text{к}} = K_{\text{г}}$ получим

$$\frac{H_{\text{к}} (\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}) + m}{M - m} = K_{\text{г}}. \quad (6.48)$$

Из уравнения (6.48) получим формулу В. В. Ржевского

$$H_{\text{к}} = \frac{K_{\text{г}} (M - m) - m}{\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}}. \quad (6.49)$$

При определении конечной глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши (принцип предложен В. В. Ржевским) экономически выгодной считается такая глубина, при которой текущий коэффициент вскрыши равен граничному (рис. 6.10). Для определения конечной глубины карьера его контуры расширяют под углом наклона рабочего борта до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши станет равным граничному, т. е.

$$K_{\text{т}} = K_{\text{г}}.$$

Таким приемом устанавливают точки a и b верхнего контура, от которых под углами $\gamma_{\text{л}}$ и $\gamma_{\text{в}}$ погашения бортов проводят линии, определяющие конечный контур и глубину карьера. Расстояние между точками a и b верхнего контура можно выразить через конечную $H_{\text{к}}$ и текущую $H_{\text{т}}$ глубины карьера и углы откосов бортов, т. е.

$$ab = H_{\text{к}} (\text{ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{ctg } \gamma_{\text{в}}) + m = H_{\text{т}} (\text{ctg } \gamma_{\text{п}} + \text{ctg } \gamma_{\text{р}}) + m \quad (6.50)$$

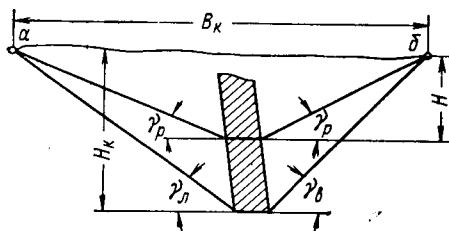


Рис. 6.10. Схема к определению конечной глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши

а правая — текущий коэффициент вскрыши т. е.

$$\frac{H_k}{M} (\operatorname{ctg} \gamma_{\text{л}} + \operatorname{ctg} \gamma_{\text{в}}) = \frac{H_{\text{т}}}{M} (\operatorname{ctg} \gamma_{\text{п}} + \operatorname{ctg} \gamma_{\text{р}}) \quad (6.52)$$

или

$$K_{\text{к}} = K_{\text{т}}.$$

Следовательно, конечная глубина карьера, определенная по текущему коэффициенту вскрыши в общем случае (при постоянной мощности залежи и развитии горных работ от центра и флангам), совпадает с глубиной, определенной по контурному коэффициенту вскрыши.

Текущая глубина карьера $H_{\text{т.к}}$, при которой разнос бортов достигает предельного контура, определяется по формуле

$$H_{\text{т.к}} = \frac{K_{\text{г}}(M - m) - m}{\operatorname{ctg} \gamma_{\text{п1}} + \operatorname{ctg} \gamma_{\text{р2}}}, \text{ м.} \quad (6.53)$$

Предельный разнос борта карьера (см. рис. 6.10, отрезок ab), соответствующий конечной глубине карьера, выразится в виде

$$B_{\text{к}} = K_{\text{г}}(M - m), \text{ м.} \quad (6.54)$$

Применение принципа текущего коэффициента вскрыши в ряде случаев позволяет расширить экономически целесообразные контуры карьера.

Проф. А. И. Арсентьев рекомендует определять конечную глубину карьера по условию

$$K_{\text{с}} + K_{\text{о}} \leq K_{\text{г}} \quad (6.55)$$

или

$$K_{\text{ср}} [\lambda - \mu (\lambda - 1)] \geq K_{\text{г}}, \quad (6.56)$$

где $K_{\text{с}}$ — усредненный по периодам работы карьера эксплуатационный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; $K_{\text{о}}$ — первоначальный коэффициент вскрыши, равный отношению объема пород, вынимаемых за счет капитальных затрат к общему объему извлекаемых

или

$$\begin{aligned} H_{\text{к}}(\operatorname{ctg} \gamma_{\text{л}} + \operatorname{ctg} \gamma_{\text{в}}) = \\ = H_{\text{т}}(\operatorname{ctg} \gamma_{\text{п1}} + \operatorname{ctg} \gamma_{\text{р2}}). \end{aligned} \quad (6.51)$$

Разделив уравнение (6.51) на мощность залежи M , получим выражение, в котором левая часть представляет собой контурный коэффициент вскрыши при глубине $H_{\text{к}}$, а правая — текущий коэффициент вскрыши при глубине $H_{\text{г}}$.

запасов полезного ископаемого в контурах карьера, приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; $K_{\text{ср}}$ — средний коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$; λ — коэффициент неравномерности вскрышных работ; μ — коэффициент, характеризующий долю первоначального коэффициента вскрыши от среднего;

$$\mu = \frac{K_0}{K_{\text{ср}}}.$$

Если объем капитальных работ незначителен и им можно пренебречь, то первоначальный коэффициент вскрыши равен нулю. Следовательно, $\mu = 0$ и условие (6.56) примет вид

$$K_{\text{ср}} \lambda = K_{\text{г}}. \quad (6.57)$$

Следовательно, конечная глубина карьера по условию (6.55) при рассматриваемых параметрах залежи выразится в виде

$$H_{\text{к}} = \frac{2 \frac{K_{\text{г}}}{\lambda} M}{\text{ctg } \gamma_{\text{в}} + \text{ctg } \gamma_{\text{д}}}. \quad (6.58)$$

Коэффициент λ неравномерности вскрышных работ (отношение максимального за период работы карьера эксплуатационного коэффициента вскрыши и 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.

В последнее время получает все большее применение новый подход к решению задачи обоснования конечных контуров карьера, выдвинутый А. В. Бричкиным и В. В. Ржевским и основанный на анализе графика календарного распределения объемов горных работ и суммарных затрат в течение срока разработки месторождения в сравниваемых контурах карьера. Однако в этом случае при экономической оценке требуется учитывать в количественной форме не только величину затрат и эффекта, но также и время их реализации. В современных условиях, когда громоздкие расчеты можно осуществить на ЭВМ, этот принцип получил развитие в задаче 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 аналитическим методом или путем рассмотрения нескольких вариантов глубины карьера. Для каждого варианта строят календарный план, на основании которого определяют затраты 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.

§ 7. СТАТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

Конечные контуры карьера определяются в следующем порядке.

1. На основании физико-механических свойств вмещающих пород принимают углы наклона бортов карьера на момент погашения.

2. Проверяют величину углов наклона бортов по условию размещения транспортных площадок в зависимости от способа вскрытия.

3. Определяют граничный коэффициент вскрыши.

4. Обосновывают принцип определения конечной глубины карьера.

5. Обосновывают метод определения конечной глубины (метод вариантов, аналитический, графический).

6. Определяют глубину карьера и устанавливают технические границы карьера на поверхности.

Способы определения конечных контуров карьера 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 способом вскрытия. При коротких (круглой формы) в плане глубоких карьерах 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 вскрыши. Карьер относительно небольшой глубины (т. е. при $\frac{H}{D} = 1,5$) можно полагать вытянутым, если его длина превышает ширину дна в 6—8 раз и более. При этом объем торцов карьера в общем объеме вскрыши составляет, как правило, менее 20%. На карьерах средней глубины ($\frac{H}{D} = 2 \div 4$) объем вскрыши в торцах не превышает 20—25% при значительной длине карьера (т. е. при $\frac{L}{D} > 12$). В глубоких карьерах ($\frac{H}{D} > 5$) объем вскрыши в торцах карьера, как правило, более 25—30%.

Т а б л и ц а 6.7

$\frac{L}{D}$	Доля объема вскрыши в торцах карьера (%) в общем объеме вскрыши при отношении $\frac{H}{D}$						$\frac{L}{D}$	Доля объема вскрыши в торцах карьера (%) в общем объеме вскрыши при отношении $\frac{H}{D}$					
	1	2	3	4	6	10		1	2	3	4	6	10
0,5	75	47	37	30	21	14	4	—	—	—	—	70	45
1	—	66	50	40	28	18	5	—	—	—	—	84	54
2	—	—	75	60	42	27	8	—	—	—	—	—	81
3	—	—	—	80	56	36							

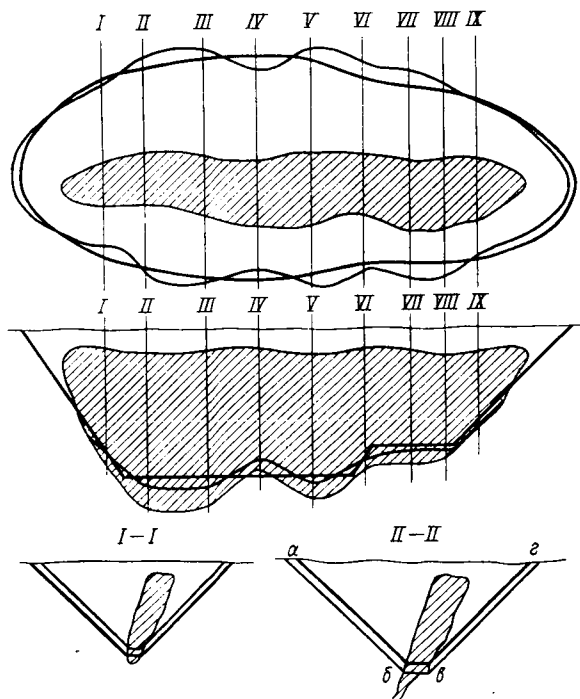


Рис. 6.11. Схема к определению конечных контуров карьера в условиях вытянутых месторождений

В табл. 6.7 приведены расчетные данные, характеризующие долю торцов карьера в общем объеме вскрыши. Расчеты выполнены при угле наклона бортов карьера 45° и ширине дна карьера, равной мощности залежи. Учет вскрыши в торцах карьера уменьшает глубину карьера на 20—30%, а на коротких залежах — более чем в 2 раза.

Конечные контуры карьеров в условиях наклонных и крутых месторождений относительно большой длины определяются на поперечных сечениях. При этом расчеты объемов заменяются расчетами площадей и линейных величин. Строят ряд поперечных и продольных сечений, достаточно полно характеризующих месторождение (рис. 6.11). 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 (см. рис. 6.11, штриховые линии). 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 выровнено в соответствии с уклоном съездов (см. рис. 6.11, сплошные линии). При выравнивании следует учитывать, что один или два нижних горизонта могут быть отработаны без подведения путей (с использованием верхней погрузки). Необходимо также соблюдать правило, которое гласит, что запасы, прирезаемые к расчетному контуру, должны быть равны запасам, которые отсекаются от него. Объемы вскрыши и полезного ископаемого в контуре карьера вычисляются методом вертикальных параллельных сечений. Объем горной массы, заключенной в торцевом борту карьера, определяется по формуле

$$V_{\tau} = 1/2 D H^2 \operatorname{ctg} \gamma_{\tau} + \pi/12 H_{\text{ср}}^3 \times \\ \times (\operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{в}} + \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{л}}), \quad (6.59)$$

где D — ширина дна карьера; $H_{\text{ср}}$ — средняя высота торцевого борта; γ_{τ} , $\gamma_{\text{в}}$, $\gamma_{\text{л}}$ — угол наклона торцевого борта в середине дна карьера со стороны висячего и лежащего 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 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 сравнения вариантов (методом последовательных приближений), суть которого состоит в следующем. На поперечном сечении по месторождению вычерчивают контуры карьера для различных вариантов глубины. Для каждого варианта определяют запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и коэффициент вскрыши. Путем сравнения значений коэффициентов вскрыши каждого варианта с граничным коэффициентом вскрыши определяют конечную глубину карьера на данном поперечном сечении. Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши определяют путем замера площадей с помощью планиметра. Определяются средний, контурный и текущий коэффициенты вскрыши.

Конечную глубину карьера на поперечном сечении по месторождению можно определить путем графических построений по упрощенному методу В. В. Ржевского (рис. 6.12), сущность которого заключается в следующем. Измеряют горизонтальную мощность залежи на ориентировочно возможной конечной глубине карьера. От какой-либо произвольно выбранной точки A на поверх-

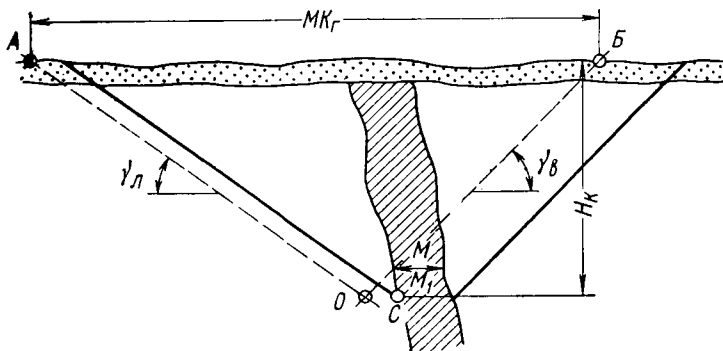


Рис. 6.12. Схема к определению конечной глубины карьера по методу В. В. Ржевского

ности откладывают отрезок AB (в том же масштабе, в котором измерена горизонтальная мощность), удовлетворяющий условию

$$AB = MK_r, \quad (6.60)$$

где M — мощность залежи; K_r — граничный коэффициент вскрыши $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Из точек A и B проводят наклонные прямые под углом погашения лежащего γ_l и висячего γ_v бортов карьера. Точка O пересечения этих прямых соответствует конечной глубине карьера. Высотное положение этой точки переносится на бок залежи (точка C) и затем вычерчивается фактическое положение дна карьера и его бортов. Если на уровне точки O горизонтальная мощность M_1 залежи отличается от принятой ранее мощности M , то расчет уточняют повторением, принимая отрезок равным $M_1 K_r$. При высокогорном рельефе отрезок AB откладывают на уровне той отметки поверхности, которая соответствует выходам залежи на поверхность.

Глубину карьеров небольшой длины определяют в целом для всего месторождения аналитическим методом или методом сравнения вариантов. При аналитическом методе используется формула В. В. Ржевского (для наиболее распространенных условий, когда угол наклона залежи больше $15-20^\circ$, а углы наклона бортов карьера не резко отличаются друг от друга)

$$H = \text{tg } \gamma_{\text{ср}} \left(\sqrt{0,025 P^2 + 0,32 K_r S_{\text{п}}} - 0,16 P \right), \text{ м}, \quad (6.61)$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ — средневзвешенный угол наклона бортов карьера, градусы; P — периметр дна карьера, м; $S_{\text{п}}$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, м^2 .

Значения P и $S_{\text{п}}$ определяют по горизонтальному плану залежи на ориентировочно возможной глубине. Если значения P и $S_{\text{п}}$ на глубине, определенной по формуле (6.61), отличаются от первоначальных, то расчет проверяют, принимая новые значения P и $S_{\text{п}}$.

При определении конечных контуров карьера методом сравнения вариантов для каждого варианта определяют текущий или средний, или контурный коэффициент вскрыши. Приращения объема вскрыши между двумя смежными вариантами глубины определяют как разницу между приращениями объемов горной массы и полезного ископаемого. Приращение объема полезного ископаемого определяют методом горизонтальных параллельных сечений. Приращение объема горной массы определяется разностью объемов двух карьеров с различной глубиной. Объем карьера, имеющего форму усеченного конуса, дно которого является выпуклым многоугольником, а глубина примерно одинакова на всем протяжении, определяется по формуле

$$V = SH + \frac{1}{2} H^2 P \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \quad (6.62)$$

где S — площадь дна карьера; H — глубина карьера; P — периметр дна карьера; $\gamma_{\text{ср}}$ — средний угол наклона бортов карьера.

§ 8. ОСОБЕННОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРОВ НА ПОЛОГИХ И ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

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 по поперечным сечениям или путем вычисления объемов, если необходимо учесть объемы торцов карьера. Особое внимание должно быть уделено на определение граничного коэффициента вскрыши, который в большой 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 транспортной 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 удовлетворять условию

$$C_{\text{п}} = C_{\text{д}} + K_{\text{с}} C_{\text{с}} + K_{\text{т}} C_{\text{т}}, \quad (6.63)$$

где $K_{\text{с}}$ — коэффициент вскрыши при бестранспортной системе раз-

работки; C_6 — затраты на выемку 1 м^3 вскрыши при бестранспортной системе разработки; K_T — коэффициент вскрыши при транспортной системе разработки; C_T — затраты на выемку 1 м^3 вскрыши при транспортной системе разработки.

Коэффициент вскрыши для нижнего породного уступа определяется по формуле

$$K_6 = \frac{H_n}{m\gamma}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (6.64)$$

где H_n — высота нижнего породного уступа, м; m — мощность пласта, м; γ — плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$.

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

$$K_T \leq \frac{C_n(C_d + C_6 K_6)}{C_T}, \text{ м}^3/\text{т}. \quad (6.65)$$

Граничный коэффициент вскрыши для всего месторождения равен сумме коэффициента вскрыши для нижнего уступа и предельного коэффициента вскрыши для верхних уступов, т. е.

$$K_r = K_6 + K_T.$$

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

$$K_{cp} \leq K_r.$$

При большой площади карьера, когда можно не учитывать разнос бортов карьера, средний коэффициент вскрыши

$$K_{cp} = \frac{H}{m\gamma}, \text{ м}^3/\text{т},$$

где H — мощность вскрыши, м; m — мощность полезного ископаемого, м; γ — плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$.

Для глубоких месторождений, небольших по площади, коэффициент вскрыши равен отношению объема вскрыши к запасам полезного ископаемого в контуре карьера.

§ 9. ДИНАМИЧЕСКИЙ ПОДХОД К ОПРЕДЕЛЕНИЮ КОНЕЧНЫХ КОНТУРОВ И ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА

При статическом подходе к определению границ карьера экономичность открытого способа разработки устанавливается путем сравнения контурного, среднего или текущего коэффициента вскрыши с допустимым граничным коэффициентом вскрыши. При этом затраты на разработку месторождения выявляются через посредство

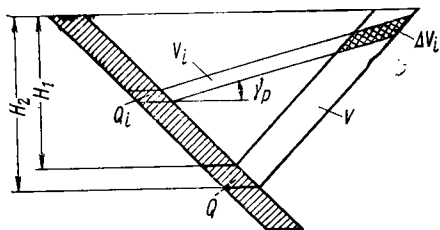


Рис. 6.13. Схема к определению конечной глубины карьера с учетом разновременности затрат на добычные и вскрышные работы

условного экономического показателя — граничного коэффициента вскрыши. Решение задачи с помощью коэффициента вскрыши удобно в том отношении, что позволяет выразить зависимость между параметрами карьера, элементами залегания месторождения и экономическими показателями в виде математических формул. Однако в этом случае невозможен анализ непосредственно денежных

затрат, а главное, невозможен учет разновременности затрат на вскрышные и добычные работы, которая оказывает существенное влияние (особенно при значительной глубине и большом объеме карьеров). При изменении конечной глубины и контуров карьера разновременность затрат проявляется особенно резко, различные варианты глубины карьера различаются не только объемами пустых пород и полезного ископаемого, величиной затрат на разработку месторождения, но и временем вложения этих затрат в производство. Последнее обстоятельство является важнейшим фактором, определяющим экономическую оценку вариантов контуров карьера. Кроме того, при непосредственном сравнении затрат наглядно видны не только экономичность того или иного варианта глубины карьера, но и величина экономии, получаемой от применения оптимального варианта по сравнению с другими вариантами. Это позволяет более правильно учесть другие факторы (потери и разубоживание полезного ископаемого, пожароопасность, условия труда, производительность и др.).

Влияние разновременности затрат можно пояснить на следующем примере. При определении глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши рассматривается равенство затрат на открытую и подземную разработку в последнем слое (рис. 6.13). Затраты на открытые работы — это затраты на выемку руды и вскрыши в слое, а затраты на подземные работы — это затраты на выемку руды подземным способом. Предельная глубина карьера должна удовлетворять условию

$$QC_d + VC_v \leq QC_n, \quad (6.66)$$

где Q , V — соответственно объем руды и вскрыши; C_d , C_v — затраты на выемку 1 м^3 руды и вскрыши соответственно; C_n — себестоимость руды при подземной разработке.

В действительности выемка пород в контуре карьера ведется слоями с углом наклона, равным углу наклона рабочего борта, который значительно меньше угла погашения борта. Выемка вскрыши в слое начинается задолго до начала выемки полезного

ископаемого, и затраты на выемку пород осуществляются намного раньше, чем затраты на добычу полезного ископаемого. Следовательно, затраты на вскрышные и добычные работы разновременные и не могут быть сопоставлены в форме выражения (6.66). Суммирование разновременных затрат при больших сроках оценки (более 5—7 лет) приводит к искажениям, в результате чего теряется смысл технико-экономической оценки.

Уравнение затрат при оценке вариантов по приконтурному слою имеет вид

$$(QC_d + \Delta V_1 \bar{k}_n^{t-1} + \Delta V_2 \bar{k}_n^{t-2} + \dots + \Delta V_i \bar{k}_n^{t-i}) C_b = QC_n, \quad (6.67)$$

где t — время опережения добычных работ в слое, годы; ΔV_i — объем вскрышных работ в i -й год от начала отработки вскрыши в слое; $\bar{k}_n$ — коэффициент приведения разновременных затрат.

При использовании условия (6.66) по существу решают задачу ближайших лет на основе оценки экономической эффективности сравнительно небольшого объема работ в далеком будущем. Действительно, объем Q полезного ископаемого в приконтурном слое может составлять всего лишь несколько процентов от общих запасов месторождения. Выемка этого объема полезного ископаемого начнется через много лет (иногда более 20—30), а затраты на добычу полезного ископаемого в этом слое составляют незначительную долю общих затрат (с учетом фактора времени — доли процента). Однако, исходя из условия (6.66), разница в экономической эффективности разработки этого слоя подземным и открытым способом служит для обоснования глубины карьера, его контуров и для решения многих принципиальных вопросов первого периода разработки. Так как при этом не учитываются рост погрешности расчета с увеличением периода оценки, динамика технико-экономических показателей, возможные конъюнктурные изменения экономических факторов, изменение степени разведанности месторождения, то становится очевидным, что принцип оценки по приконтурному слою даже при учете разновременности затрат не может быть положен в основу определения конечной глубины карьера. Эту задачу возможно решить, если рассматривать карьер развивающимся в пространстве и времени, а варианты оценивать по действительным затратам с учетом времени их вложения. При таком подходе к решению задачи определить конечную глубину карьера возможно путем непосредственного сравнения затрат. При этом в качестве экономического критерия принята общая приведенная прибыль за оцениваемый период. Порядок решения задачи следующий.

1. Принимают несколько возможных вариантов глубины карьера. Запасы ниже контура карьера предусматривается отрабатывать подземным способом. Подземную разработку возможно осуществить раньше открытой разработки, одновременно с ней и после ее окончания.

2. Для каждого варианта с принятыми способом вскрытия, системой разработки и интенсивностью отработки строят календарные планы для открытых и подземных работ и для каждого года оцениваемого периода определяют объемы вскрышных, добычных и капитальных работ.

3. 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 критерием при оценке экономической эффективности вариантов.

При таком подходе к решению задачи оценивается карьер в целом с конечной глубиной и сроком существования. Затраты подсчитываются как сумма ежегодных затрат за оцениваемый период. Объем вскрыши в любом отрабатываемом слое в i -м году при глубине карьера H_1 и H_2 будет равен соответственно V_i и $V_i + \Delta V_i$ (см. рис. 6.13). Следовательно, затраты на добычу полезного ископаемого объемом Q_i в этом слое с учетом затрат на вскрышные работы при конечной глубине карьера H_1 и H_2 выразятся в виде:

$$Z_1 = Q_i C_{дi} + V_i C_{вi}; \quad (6.68)$$

$$Z_2 = Q_i C_{дi} + (V_i + \Delta V_i) C_{вi}, \quad (6.69)$$

где $C_{дi}$ — себестоимость 1 м³ полезного ископаемого в i -м году; $C_{вi}$ — затраты на 1 м³ вскрыши в i -м году.

Динамический подход к решению задачи определения конечной глубины карьера и к оценке экономической эффективности открытого и подземного способов разработки позволяет вскрыть влияние многих факторов. Кроме рассмотренных выше факторов, на конечную глубину карьера 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 позволит увеличить конечную глубину карьера.

Важным фактором, определяющим конечную глубину карьера, является также интенсивность отработки месторождения, влияние которой обнаруживается лишь при учете фактора времени. Скорость понижения горных работ оказывает существенное влияние на экономические результаты разработки; чем больше интенсивность отработки месторождения, тем больше общая приведенная прибыль и конечная глубина карьера.

Конечная глубина карьера зависит от соотношения производительностей карьера, отработывающего верхнюю часть месторождения, и шахты, отработывающей 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 способами 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 $15-17^\circ$ 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 производительности карьера, а также когда подземные работы начинаются одновременно с открытыми.

Однако в тех случаях, когда открытая разработка возможна лишь с наилучшим режимом горных работ и 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.

§ 10. АНАЛИТИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНЕЧНОЙ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА С УЧЕТОМ ФАКТОРА ВРЕМЕНИ

Аналитический метод определения конечной глубины карьера с учетом фактора времени [9] разработан в виде плоской задачи для наклонных и крутых месторождений с пропластком породы (рис. 6.14) и в виде объемной задачи для крутых однородных месторождений, представленных несколькими поперечными геологическими сечениями (рис. 6.15). При построении аналитической модели развития горных работ залежь, вскрывающие выработки и контур карьера представляются в виде упрощенных геометрически правильных фигур. Конечная глубина карьера должна обеспечивать максимум суммарной приведенной прибыли. Разновременные затраты приводятся к начальному моменту разработки. Подземную разработку предусматривается начинать после окончания открытой разработки. Текущие годовые объемы вскрышных и добычных работ в контуре карьера и ежегодные текущие затраты подсчитаны для схемы развития горных работ от центра к флангам (см. рис. 6.14) и выражены в виде функций от конечной глубины карьера. Оптимизируемая глубина карьера принята непрерывной, благодаря чему целевая функция записывается в интегральном виде. Условие максимума прибыли (целевая функция) при отработке месторождения имеет вид

$$(\sum C - \sum Z_o - \sum Z_v - \sum Z_n - \sum Z_d) = \max, \quad (6.70)$$

где $\sum C$ — суммарная приведенная цена добытого полезного ископаемого, руб; $\sum Z_o$, $\sum Z_v$, $\sum Z_n$ — суммарные приведенные затраты соответственно на открытые добычные и вскрышные работы и на подземные работы, руб; $\sum Z_d$ — суммарные приведенные затраты на выемку вскрыши из пропластка (на дне карьера), руб.

Для i -го года при понижении горных работ на 1 м составляющие целевой функции определяются по формулам:

$$C_i = C V_i K^{-\frac{\tau}{h}} = C (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}}; \quad (6.71)$$

$$Z_o = C_o V_o K^{-\frac{\tau}{h}} = C_o (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}}; \quad (6.72)$$

Рис. 6.14. Схема к аналитическому определению конечной глубины карьера (плоская задача)

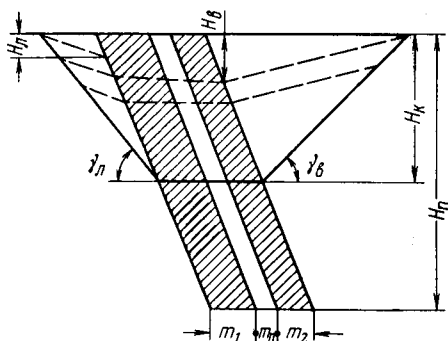
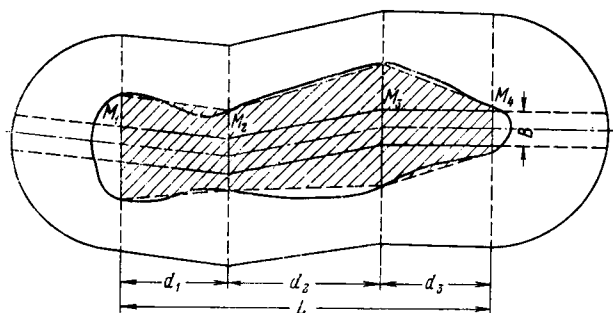


Рис. 6.15. Схема к аналитическому определению конечной глубины карьера (объемная задача)



$$Z_{\text{в}} = C_{\text{в}} (V_{\text{в}} + V_{\text{л}}) K^{-\frac{\tau}{h}}; \quad (6.73)$$

$$Z_{\text{п}} = C_{\text{п}} V_{\text{п}} = C_{\text{п}} (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}}; \quad (6.74)$$

$$Z_{\text{д}} = C_{\text{в}} V_{\text{д}t} K^{-\frac{\tau}{h}} = C_{\text{в}} m K^{-\frac{\tau}{h}}, \quad (6.75)$$

где V_t — объем добытого полезного ископаемого; V_o — объем полезного ископаемого, добытого открытым способом; $V_{\text{п}}$ — объем полезного ископаемого, добытого подземным способом; $V_{\text{д}}$ — объем вскрыши на дне карьера в t -м году; $V_{\text{вт}}$ — объем вскрыши висячем боку залежи в t -м году; $V_{\text{л}}$ — объем вскрыши в лежащем боку в t -м году; K — коэффициент приведения разновременных затрат; τ — переменная интегрирования; h — годовое понижение горных работ.

Суть аналитического метода заключается в следующем. Так как в точке минимума или максимума непрерывной функции ее производная обращается в нуль, то, решая уравнение относительно исследуемого параметра, получают его значение, соответствующее минимуму или максимуму целевой функции. Вследствие трансцендентного характера уравнений, описывающих процессы с учетом

фактора времени, решать их можно численными методами последовательных приближений, и, как правило, с применением ЭВМ. Условие максимума целевой функции получим путем приравнивания к нулю производной целевой функции по исследуемому параметру H , т. е.

$$(\sum C - \sum C_o - \sum C_b - \sum C_n - \sum C_d)'' = 0 \quad (6.76)$$

Для плоской задачи составляющие целевой функции имеют вид:

$$\begin{aligned} \sum C &= C_o \sum V_o + C_n \sum V_n = C_o \int_0^{H_K} (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau + C_n \times \\ &\times \int_{H_K}^{H_n} (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau; \end{aligned} \quad (6.77)$$

$$\sum C_o = C_o \sum V_o = C_o \int_0^{H_K} (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau; \quad (6.78)$$

$$\begin{aligned} \sum C_b &= C_b \sum V_n + C_b \sum V_b + C_b \sum V_d = C_b \times \\ &\times \left[\int_0^{H_b} \frac{\tau K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau}{\operatorname{tg} \gamma_p} + \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \gamma_b}{\operatorname{tg} \gamma_b - \operatorname{tg} \gamma_p} \int_{H_b}^{H_K} (H_K - \tau) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau + \right. \\ &+ \int_0^{H_n} \frac{\tau K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau}{\operatorname{tg} \gamma_p} + \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \frac{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \gamma_n}{\operatorname{tg} \gamma_n - \operatorname{tg} \gamma_p} \int_{H_n}^{H_K} (H_K - \tau) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau + \\ &\left. + \int_0^{H_K} m K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau; \right] \end{aligned} \quad (6.79)$$

$$\sum C_n = C_n \int_{H_K}^{H_n} (M_1 + M_2) K^{-\frac{\tau}{h}} d\tau. \quad (6.80)$$

Производные составляющих условия максимума целевой функции имеют вид:

$$\sum C' = C_0 (M_1 + M_2) K^{-\frac{H_K}{h}} - C_n (M_1 + M_2) K^{-\frac{H_K}{h}}; \quad (6.81)$$

$$\sum Z'_0 = C_0 (M_1 + M_2) K^{-\frac{H_K}{h}}; \quad (6.82)$$

$$\begin{aligned} \sum Z'_B C_B \left\{ \frac{b^2 H_K K^{-\frac{b H_K}{h}}}{\operatorname{tg} \gamma_p} + e \left[H_K \left(K^{-\frac{H_K}{h}} - b K^{-\frac{b H_K}{h}} \right) - \frac{h}{\ln K} \times \right. \right. \\ \left. \times \left(K^{-\frac{H_K}{h}} - K^{-\frac{b H_K}{h}} \right) - H_K \left(K^{-\frac{H_K}{h}} - b^2 K^{-\frac{b H_K}{h}} \right) \right] - m K^{-\frac{H_K}{h}} \right\}. \end{aligned} \quad (6.83)$$

Для висячего блока

$$b = \frac{\operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_B} \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \gamma_B}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \gamma_p}; \quad (6.84)$$

$$e = \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \frac{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \gamma_B}{\operatorname{tg} \gamma_B - \operatorname{tg} \gamma_p}. \quad (6.85)$$

Для лежащего блока

$$b = \frac{\operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_B} \frac{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \gamma_L}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \gamma_p}; \quad (6.86)$$

$$e = \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \frac{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \gamma_L}{\operatorname{tg} \gamma_L - \operatorname{tg} \gamma_p}. \quad (6.87)$$

Уравнения (6.76) — (6.87) являются трансцендентными. В аналитическом виде их решение получить невозможно. В соответствии с численным методом Ньютона их приближенное решение имеет вид

$$H_{K+1} = H_K - \frac{\Pi' (H_K)}{\Pi'' (H_K)}, \quad (6.88)$$

где $\Pi' (H_K)$, $\Pi'' (H_K)$ — соответственно первая и вторая производная функции прибыли, вычисленная при $H = H_K$.

За начальное приближение принимается $H = 0$. Расчет осуществляется на малых ЭВМ. Для расчета необходимо подготовить следующую исходную информацию.

Пример исходной информации для расчета на ЭВМ

Показатели	Численное значение
Угол наклона залежи α , градусы	60
Угол погашения борта по висячему боку γ_B , градусы	55
Угол рабочего борта γ_p , градусы	18
Угол погашения борта по лежащему боку γ_L , градусы	50

Годовое понижение работ h , м	20
Себестоимость 1 м ³ полезного ископаемого при открытом способе C_o , руб.	1,91
Себестоимость 1 м ³ полезного ископаемого при подземном способе C_n , руб.	9,35
Затраты на 1 м ³ вскрыши C_B , руб.	1,22
Горизонтальная мощность первого пласта M_1 , м	15
То же, второго пласта M_2 , м	20
Мощность пропластка M_n , м	15
Отношение коэффициентов извлечения полезного ископаемого при подземном и открытом способах η_n/η_o	0,8
Отпускная цена 1 м ³ полезного ископаемого C_o , руб.	23,65

Продолжительность расчета вместе с вводом программы и исходных данных занимают около 3—4 мин. Результаты расчета выдаются машиной на печать. Например, для приведенных выше данных исходной информации конечная глубина карьера составляет 172 м.

Для объемной задачи целевая функция учитывает, кроме того, затраты на вскрышные работы в торцах карьера. Составляющие целевой функции имеют вид:

ценность полезного ископаемого, добытого открытым способом,

$$\sum C_o = C_o \eta_o \int_0^{H_K} \left[\frac{M_1 + M_2}{2} d_{1,2} + \frac{M_2 + M_3}{2} d_{2,3} + \dots + \frac{M_{n-1} + M_n}{2} d_{n-1,n} \right] K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau; \quad (6.89)$$

ценность полезного ископаемого, добытого подземным способом,

$$\sum C_n = C_n \eta_n \int_{H_K}^{H_n} \left[\frac{M_1 + M_2}{2} d_{1,2} + \frac{M_2 + M_3}{2} d_{2,3} + \dots + \frac{M_{n-1} + M_n}{2} d_{n-1,n} \right] K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau; \quad (6.90)$$

эксплуатационные затраты на добычные работы при открытом способе

$$\sum Z_d = C_o \eta_o (1 - \rho_o) \int_0^{H_K} \left[\frac{M_1 + M_2}{2} d_{1,2} + \frac{M_2 + M_3}{2} d_{2,3} + \dots + \frac{M_{n-1} + M_n}{2} d_{n-1,n} \right] K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau; \quad (6.91)$$

эксплуатационные затраты на вскрышные работы

$$\Sigma Z_b = 2C_b \alpha \left[\frac{1}{\operatorname{tg} \gamma_p} \int_0^{H_k \frac{\operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}} \tau K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau + \right. \\ \left. + \int_{\frac{H_k \operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}}^{H_k} \frac{H_k - \tau}{\operatorname{tg} \gamma_n - \operatorname{tg} \gamma_p} K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau - \frac{m-b}{2} \int_0^{H_k} K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau \right]; \quad (6.92)$$

эксплуатационные затраты на вскрышные работы в торцах карьера

$$\Sigma Z_{\text{тор}} = C_b \left\{ 2b \left[\int_0^{H_k \frac{\operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}} \frac{\tau}{\operatorname{tg} \gamma_p} K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau + \right. \right. \\ \left. + \int_{\frac{H_k \operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}}^{H_k} \frac{H_k - \tau}{\operatorname{tg} \gamma_n - \operatorname{tg} \gamma_p} K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau \right] + \pi \left[\int_0^{H_k \frac{\operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}} \frac{\tau^2}{\operatorname{tg}^2 \gamma_p} \times \right. \\ \left. \times K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau + \int_{\frac{H_k \operatorname{tg} \gamma_p}{\operatorname{tg} \gamma_n}}^{H_k} \frac{(H_k - \tau)^2}{(\operatorname{tg} \gamma_n - \operatorname{tg} \gamma_p)^2} K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau \right] \Bigg\}; \quad (6.93)$$

эксплуатационные затраты при подземном способе

$$\Sigma Z_n = C_n \eta_n (1 - \rho_n) \int_{H_k}^{H_n} \left[\frac{M_1 + M_2}{2} d_{1,2} + \frac{M_2 + M_3}{2} d_{2,3} + \right. \\ \left. + \dots + \frac{M_{n-1} + M_n}{2} d_{n-1,n} \right] K^{-\frac{\tau}{n}} d\tau.$$

Условие максимума прибыли имеет вид

$$(\Sigma C - \Sigma Z_o - \Sigma Z_b - \Sigma Z_{\text{тор}} - \Sigma Z_n)' = 0. \quad (6.94)$$

Решается уравнение (6.94) относительно оптимального значения конечной глубины карьера приближенно численным методом Ньютона. Решение задачи вместе с вводом программы и исходных данных занимает около 5–7 мин. Результат выдается машиной на печать.

Для сравнения различных методов определения конечной глубины карьера были сделаны расчеты для следующих условий: мощ-

Таблица 6.8

Исходные условия	Конечная глубина карьера (м) при решении							
	плоской задачи				объемной задачи			
	динамическим методом при отпускной цене 1 м ³ руды, руб.			статическим методом	динамическим методом при отпускной цене 1 м ³ руды, руб.			статическим методом
	15	6	0		15	6	0	
$\gamma_n = 40^\circ$ $C_o = 1,2$ руб; $M = 50$ м $C_n = 5,4$ руб; $M = 100$ м $C_b = 0,6$ руб; $M = 300$ м $M = 100$ м	170 266 464	138 223 408	113 190 361	147 294 881	120 173 275	100 148 241	84 127 212	99 162 316
$\gamma_n = 40^\circ$ $C_o = 1,2$ руб; $\gamma_n = 32^\circ$ $C_n = 5,4$ руб; $\gamma_n = 37^\circ$ $C_b = 0,6$ руб.; $\gamma_n = 42^\circ$ $M = 100$ м	236 255 274	193 212 230	160 178 196	219 264 315	143 162 182	120 137 155	103 118 134	120 145 173
$\gamma_n = 40^\circ$ $C_o = 1,2$ руб; $C_n = 3$ руб $C_n = 0,6$ руб; $C_n = 5,4$ руб $M = 100$ м; $C_n = 8$ руб	206 266 317	149 223 283	100 190 257	126 294 461	138 173 204	103 148 184	72 127 168	82 162 225
$\gamma_n = 40^\circ$ $C_o = 1,2$ руб; $L = 200$ м $C_n = 5,4$ руб; $L = 600$ м $C_b = 0,6$ руб; $L = 1000$ м $M = 100$ м	266 223 190 294	131 111 96 114	183 157 136 171	203 173 148 197				

Примечание. Нулевое значение отпускной цены означает, что в качестве критерия приняты суммарные приведенные затраты.

ность залежи 50, 100, 300 м, угол погашения бортов карьера 32, 37, 40°, угол наклона рабочего борта 15°, длина залежи 200, 600, 1000 м, себестоимость 1 м³ полезного ископаемого при открытом способе 1,2 руб; затраты на 1 м³ вскрыши 0,6 руб; себестоимость 1 м³ полезного ископаемого при подземном способе 5,4 руб. Расчеты выполнялись по формулам (6.49), (6.61), (6.76) и (6.94). Результаты расчета приведены в табл. 6.8, из которой видно, что на конечную глубину карьера большое влияние оказывает отпускная цена руды. Если отпускная цена руды небольшая и превышает себестоимость 1 м³ руды при подземном способе разработки приблизительно на 10%, то конечная глубина карьера, определенная динамическим методом, на 5—30% меньше (по сравнению со стати-

ческим методом). При большой отпускной цене (в 2,5 раза превышающей себестоимость 1 м³ руды при подземном способе) конечная глубина карьера, определенная динамическим методом, как правило, больше, чем при расчете статическим методом. При отпускной цене, принятой равной нулю, конечная глубина карьера, определенная динамическим методом, на 25—40% меньше (по сравнению со статическим методом).

Результаты расчета как динамическим, так и статическим методами являются приближенными. Однако точность динамических формул намного выше, чем статических. Это объясняется тем, что при динамическом методе 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 не только мощность залежи, граничный коэффициент вскрыши и углы погашения бортов карьера, но 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.

§ 11. ЗНАЧИМОСТЬ ФАКТОРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИХ ОПТИМАЛЬНУЮ КОНЕЧНУЮ ГЛУБИНУ КАРЬЕРА

Степень влияния того или другого определяющего фактора на конечную глубину карьера может быть оценена по величине относительного изменения глубины при некотором единичном изменении рассматриваемого фактора. Для количественной оценки степени значимости факторов использован коэффициент эластичности ϵ , показывающий приращение конечной глубины карьера в процентах при изменении одного из исследуемых параметров на 100%. В основу были положены расчеты конечной глубины карьера на поперечном сечении по критерию максимума приведенной прибыли для различных геологических условий, представленных четырьмя группами месторождений. Результаты расчета приведены в табл. 6.9 и на рис. 6.16.

Расчеты показали, что в большинстве случаев для наиболее распространенных условий факторы по степени значимости располагаются в следующей последовательности: мощность залежи M , скорость понижения горных работ h , угол погашения бортов карьера γ_n , отпускная цена полезного ископаемого C , граничный коэффициент вскрыши $K_{гр}$, угол наклона рабочего борта γ_p . Для I группы месторождений (железородные и аналогичные им по ценности полезного ископаемого месторождения большой мощности при покрывающей толще мощностью менее 20 м) наиболее значимыми являются такие факторы, как угол погашения бортов карьера,

скорость понижения горных работ (коэффициенты эластичности $\epsilon = 50\%$), мощность залежи ($\epsilon = 37 \div 55\%$).

Для II группы месторождений (месторождения по ценности полезного ископаемого аналогичные месторождениям I группы, но с малой мощностью залежи) резко возрастает значимость таких факторов, как угол погашения бортов ($\epsilon = 70\%$) и граничный коэффициент вскрыши ($\epsilon = 32\%$).

Для III группы месторождений (месторождения с большой мощностью наносов) наиболее значимым фактором является граничный коэффициент вскрыши ($\epsilon = 40 \div 45\%$).

Для IV группы месторождений (месторождения с высокой отпускной ценой полезного ископаемого) наиболее значительными являются такие факторы, как скорость понижения горных работ и отпускная цена полезного ископаемого.

При обосновании конечной глубины карьера необходимо установить группу, к которой может быть отнесено рассматриваемое месторождение, и для наиболее значимых факторов провести более тщательное обоснование исходных данных.

Влияние торцов карьера и длины залежи на конечную глубину карьера можно оценить по данным табл. 6.8, из которой видно, что при одних и тех же условиях учет торцов карьера уменьшает конечную глубину на 30—50%. На коротких залежах уменьшение конечной глубины еще больше.

Расчеты для месторождения мощностью 100 м при $\gamma_n = 40^\circ$, $\gamma_p = 15^\circ$, $h_y = 12$ м/год показывают, что конечная глубина карьера, рассчитанная без учета влияния торцов карьера, оказы-

Т а б л и ц а 6.9

Факторы	Коэффициент эластичности (%) для месторождений			
	I группы	II группы	III группы	IV группы
<i>Геологические</i>				
Мощность залежи	37—55	37—55	33—45	40—43
Запасы полезного ископаемого	18	18	—	16
Мощность наносов	—	—	16—24	—
Угол погашения бортов карьера	50	70	55—70	30
<i>Технологические</i>				
Скорость понижения горных работ	50	28—30	30—40	46
Угол наклона рабочего борта	11	5	9—12	8
Коэффициент разубоживания и потерь полезного ископаемого	5—7	5—7	5—7	5—7
<i>Экономические</i>				
Отпускная цена добываемого полез- ного ископаемого	12	19	15	30
Граничный коэффициент вскрыши	19	32	40—45	13—16

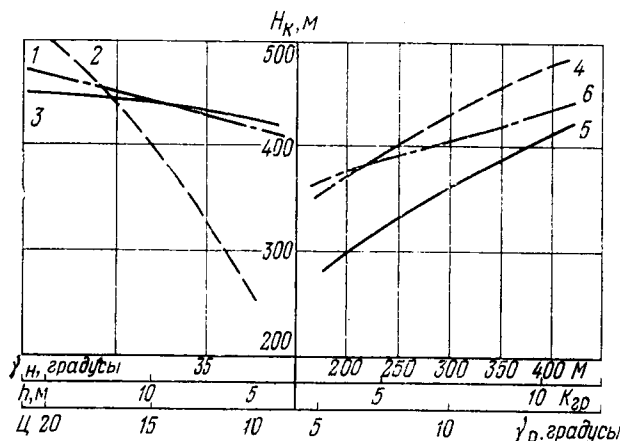


Рис. 6.16. График зависимости конечной глубины H_k карьера от отпускной цены C 1 м³ полезного ископаемого (1), годовой скорости h понижения горных работ (2), угла γ_p погашения бортов карьера (3), граничного коэффициента $K_{гр}$ вскрыши (4), мощности M залежи (5), угла γ_r наклона рабочего борта карьера (6) (для месторождений I группы)

вается завышенной в 2,5 раза на залежах, длина которых равна их мощности, в 1,5 раза на залежах, длина которых превышает мощность залежи в 5 раз и на 15—30% на длинных залежах ($L/M = 10$).

Из изложенного выше следует, что в большинстве случаев задача определения конечной глубины карьера является объемной и решать ее необходимо с учетом влияния торцов карьера. При заданных значениях M , L , γ_n , h , конечная глубина карьера может быть увеличена следующими путями:

повышением интенсивности отработки, особенно на высокоценных месторождениях (увеличение годовой скорости углубки на 1 м приводит к увеличению значения оптимальной глубины карьера на 3—4%);

уменьшением потерь и разубоживания, а также повышением степени селективной выемки и усреднения руд, повышающих качество добываемого полезного ископаемого и его отпускную цену;

увеличением угла наклона рабочего борта и улучшением режима работ за счет выделения первоочередных участков с минимальными объемами вскрыши.

Конечная глубина карьера возрастает при увеличении угла наклона рабочего борта, так как при этом уменьшаются объемы вскрыши в первый период, а вложение части затрат переносится на более поздние годы. Вследствие этого повышается экономическая эффективность открытой разработки. 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 по вскрыше, т. е. уменьшение годовых объемов вскрыши в первый период разработки и увеличение их в последний период может быть осуществлено путем отработки месторождения этапами.

Выбор способа разработки и определение конечной глубины карьера зависят от степени влияния горных работ на окружающую среду и ценности земель, включаемых в границы горного отвода. Если ценность земель относительно невелика или условия для рекультивации земель, нарушенных горными работами, благоприятны то эффективность открытой разработки и возможности расширения контуров карьеров возрастают.

Если при подземной разработке или слишком велики потери и разубоживание добываемых руд, или применяется система разработки с полной закладкой, или трудно восстанавливается нарушенная горными работами земная поверхность, то сравнительная эффективность открытой разработки также повышается.

§ 12. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОНТУРОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

При большой глубине и значительных запасах месторождения продолжительность отработки достигает 30—40 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 его 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 перспективный контур карьера на поверхности, который ограничивает 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 [5]. 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 [9] на основе обработки данных по 80 карьерам и шахтам, характеризуется следующими данными:

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

$$H_{\pi} = H_{\kappa} \left(1 + \frac{\Delta H}{100} \right), \text{ м}, \quad (6.95)$$

где H_{κ} — расчетное значение конечной глубины карьера.

Для технико-экономических расчетов наиболее приемлемой считается доверительная вероятность $P = 0,8 \div 0,85$. 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 вероятной 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 экономических показателей. На чертежах показывают возможные пределы отклонения первого промежуточного контура от его среднего значения (рис. 6.17). Второй промежуточный контур, находящийся за пределами 20—25 лет, будет иметь погрешность порядка 20—25%. Точность последующих контуров (в том числе и перспективного конечного контура) еще ниже. Экономичность открытой разработки в каждом ближайшем промежуточном контуре должна рассчитываться с учетом фактора времени. С меньшей точностью экономичность открытой разработки в ближайшем промежуточном контуре можно определить по текущему коэффициенту вскрыши. Оценка экономичности открытой разработки в последующих контурах вследствие невысокой точности расчета может быть осуществлена по среднему коэффициенту вскрыши. С развитием горных работ промежуточные контуры и экономичность открытой разработки в них должны уточняться.

Когда верхний уступ достигнет 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 третий и последующие промежуточные контуры. Через 10—12 лет аналогично уточняют третий промежуточный контур и т. д.

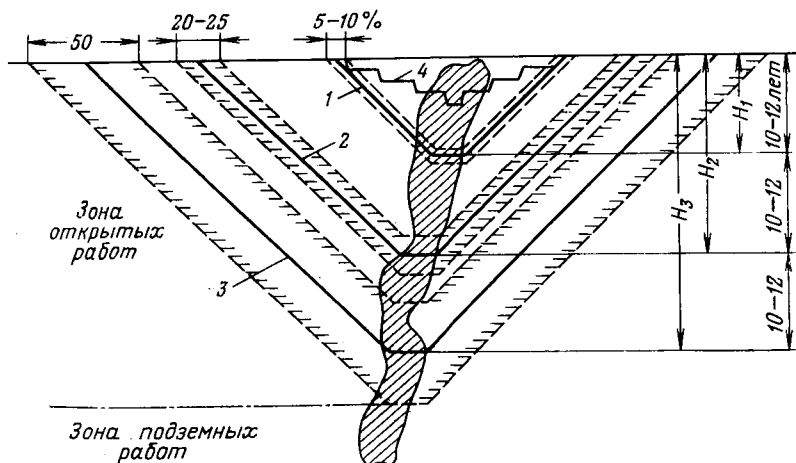


Рис. 6.17. Графическая интерпретация погрешностей определения конечных контуров карьера:

1, 2 — соответственно первый и второй промежуточные контур карьера; 3 — перспективный контур; 4 — рабочий борт

Если дальнейшая открытая разработка окажется неэкономичной, то открытые работы будут погашаться по границе, установленной по первому промежуточному контуру. К этому времени могут быть хорошо исследованы устойчивость пород, весьма точно определены значения угла погашения бортов и конечной глубины карьера.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., Недра, 1970.
2. Арсентьев А. И., Полищук А. К. Развитие методов определения границ карьеров. Л., Наука, 1967.
3. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Metallurgizdat, 1955.
4. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров (одобрено и рекомендовано к применению Госгортехнадзором СССР). Л., ВНИМИ, 1972.
5. Определение главных параметров карьера/А. И. Арсентьев, О. В. Шпанский, Г. Г. Константинов и др. М., Недра, 1976.
6. Полищук А. К., Полищук Г. К., Михайлов А. М. Оптимизация развития открытых горных работ. М., Недра, 1976.
7. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьеров. М., Metallurgizdat, 1956.
8. Технологический критерий оптимальности режима горных работ в карьере, входящем в состав комбината/А. К. Полищук. — В кн.: Разработка рудных месторождений. Киев, Техніка, 1969, с. 15—18.
9. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.

НАПРАВЛЕНИЕ И СКОРОСТЬ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

§ 1. ФОРМИРОВАНИЕ РАБОЧЕЙ ЗОНЫ КАРЬЕРА

Развитие горных работ в карьере и формирование его рабочей зоны подчиняются определенным закономерностям. Возможно ведение горных работ без углубки и с углубкой карьера. При ведении горных работ без углубки карьера, что имеет место при разработке горизонтальных месторождений, рабочая зона карьера перемещается горизонтально по мере отработки залежи. Ее поперечное сечение обычно постоянно. Между уступами поддерживаются рабочие площадки, ширина которых должна быть, как правило, постоянной. Определяется она как минимально допустимая по требованиям правил безопасности и технологическим условиям. Однако конфигурация рабочей зоны в плане и ее длина могут меняться вследствие изменения размеров карьера в плане, искривления фронта работ из-за временной консервации бортов и отдельных уступов или уменьшения скорости подвигания горных работ на отдельных участках, а также при круговом фронте работ и гористом рельефе.

При разработке пологих месторождений имеют место некоторая углубка карьера и постепенное увеличение высоты рабочей зоны. Но эти изменения происходят незначительными темпами, поэтому закономерности формирования рабочей зоны на пологих и горизонтальных месторождениях имеют много общего. Ведение горных работ с углубкой карьера имеет место при разработке наклонных и крутых месторождений и глубокозалегающих мощных рудных тел. Схемы развития горных работ здесь разнообразны. Фронт горных работ может быть продольным, поперечным, концентрическим. Число рабочих уступов в различные периоды различно. Ширина рабочих площадок и высота уступов на разных горизонтах могут быть различными. Еще сложнее схемы развития горных работ при поэтапной отработки месторождения с промежуточными контурами и временной консервацией отдельных участков рабочих бортов карьера.

При разработке крутых и наклонных залежей между годовым понижением добычных работ и горизонтальным подвиганием фронта горных работ существует зависимость, которая может быть выражена математически. Рассмотрим эти зависимости на элементарных примерах.

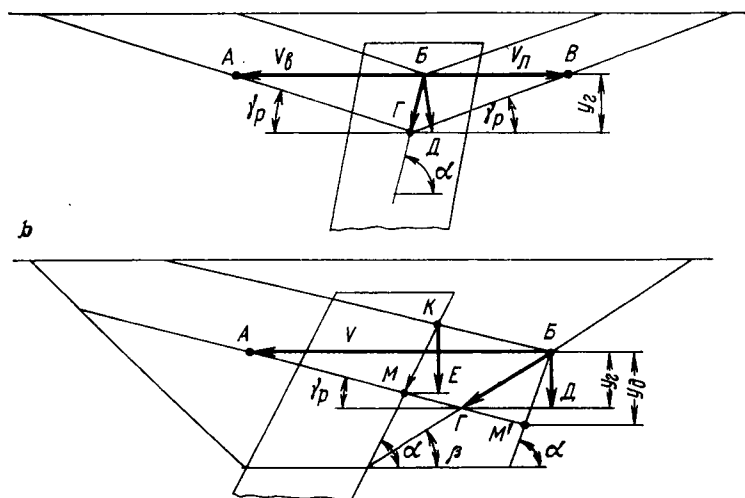


Рис. 7.1. Схемы к расчету взаимосвязи между скоростью понижения и скоростью подвигания горных работ:

a, b — соответственно при вскрытии скользящими и стационарными съездами

На рис. 7.1 показано поперечное сечение карьера, где вскрытие осуществлено скользящими съездами по лежащему боку рудного тела. Скорости перемещения горных работ показаны векторами *A, B, Г, Д*. Положение разрезной траншеи на верхнем горизонте обозначено точкой *Б*, а положение разрезной траншеи на следующем горизонте — точкой *Г*. Углубка идет по линии *БГ* под углом α . Понижение горных работ измеряется по вертикали (см. рис. 7.1, линия *БД*). Чтобы добычные работы переместились из точки *Б* в точку *Г*, фронт горных работ должен переместиться из точки *Б* по лежащему борту в точку *В* на расстояние v_L , а по висячему борту — в точку *А* на расстояние v_B . Годовые горизонтальные перемещения фронта работ определяются по формулам:

$$v_L = Y_r (\operatorname{ctg} \gamma_p - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}; \quad (7.1)$$

$$v_B = Y_r (\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}, \quad (7.2)$$

где Y — годовое понижение горных работ; γ_p — угол наклона рабочих бортов; α — угол направления углубки.

Как видно из рис. 7.1, скорость понижения горных работ ограничивается подвиганием рабочего борта по висячему боку. Если углы наклона рабочих бортов карьера одинаковы со стороны ле-

жачего и висячего боков, то годовое понижение горных работ

$$Y_r = \frac{v_m}{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м}, \quad (7.3)$$

где v_m — максимальная скорость горизонтального подвигания горных работ.

Максимальное годовое понижение горных работ в этом случае может быть достигнуто при $\alpha = 90^\circ$. Если углы рабочих бортов карьера и скорости подвигания фронта работ со стороны лежачего и висячего боков неодинаковы, т. е. $\gamma_{p.l} \neq \gamma_{p.v}$ и $v_l \neq v_v$, то максимальное годовое понижение горных работ может быть достигнуто при

$$\alpha = \operatorname{arccctg} \frac{v_v \operatorname{ctg} \gamma_{p.v} + v_l \operatorname{ctg} \gamma_{p.l}}{v_v + v_l}, \text{ градусы}. \quad (7.4)$$

Если $v_v = v_l$ и $\gamma_{p.v} \neq \gamma_{p.l}$, то максимальное понижение горных работ может быть достигнуто при

$$\alpha = \operatorname{arccctg} \frac{1}{2} (\operatorname{ctg} \gamma_{p.v} - \operatorname{ctg} \gamma_{p.l}), \text{ градусы}. \quad (7.5)$$

Максимальная годовая скорость горизонтального подвигания горных работ зависит от высоты уступа и интенсивности экскаваторных работ, т. е.

$$v_m = \frac{P_g}{hL_6}, \text{ м},$$

где P_g — годовая производительность экскаватора, м^3 ; h — высота уступа, м; L_6 — длина экскаваторного блока, м.

При вскрытии стационарными съездами по борту карьера со стороны лежачего бока (см. рис. 7.1) положение дна карьера при подготовке очередного горизонта перемещается из точки B в точку G по линии BG под углом β наклона борта карьера и скорость понижения горных работ будет равна вектору BD . Фронт добычных работ переместится из точки K в точку M , а скорость понижения добычных работ будет измеряться вектором KM или BM' . Следовательно, скорость понижения добычных работ по вертикали должна быть больше скорости понижения дна карьера. Горизонтальное годовое подвигание фронта горных работ определяется по формулам:

$$v = Y_r (\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \beta), \text{ м}, \quad (7.6)$$

$$v = Y_d (\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}, \quad (7.7)$$

где Y_r , Y_d — скорость понижения соответственно горных и добычных работ.

Из выражений (7.6) и (7.7) получим формулу для определения годовой скорости понижения добычных работ

$$Y_d = Y_r \frac{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \beta}{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha}, \text{ м}. \quad (7.8)$$

Если угол наклона залежи α составляет $35\text{--}40^\circ$, т. е. находится в пределах угла β наклона борта карьера, то скорости понижения добычных и вскрышных работ практически равны. Чем больше угол наклона залежи, тем больше должно быть превышение скорости понижения добычных работ. При разработке крутых залежей скорость понижения добычных работ должна превышать скорость понижения дна карьера в $1,3\text{--}1,4$ раза.

§ 2. КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Горные работы в установленных контурах карьера при заданной его производительности могут развиваться в различных направлениях. Направление углубки характеризуется линией, образованной перемещением центра выработки (траншеи, котлована), с помощью которой осуществляется подготовка каждого горизонта по мере понижения горных работ (рис. 7.2). Возможные варианты развития горных работ на пологих и крутых месторождениях показаны на рис. 7.3.

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.

В зависимости от геологического строения месторождения, формы карьера, вида транспорта, системы разработки рациональное направление развития горных работ может характеризоваться ломаной линией сложной формы (рис. 7.4). Поэтому выбор оптимального направления развития горных работ требует анализа и технико-экономической оценки вариантов в динамике за длительный период. Критерием при выборе оптимального варианта служит максимум приведенной прибыли, а для месторождений со стабильным качеством полезного ископаемого — минимальный средний (с начала отработки) коэффициент вскрыши. 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. Ближнюкова и других исследователей. Методика решения этой задачи с применением ЭВМ разрабатывается В. М. Аленичевым, Д. Г. Букейхановым, Свердловским горным институтом и др.

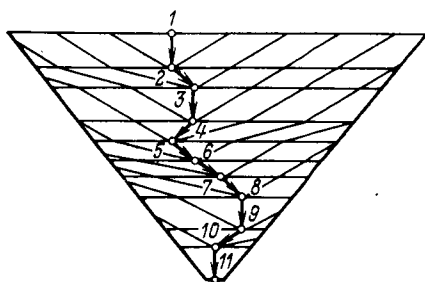


Рис. 7.2. Направление углубки карьера (цифрами показаны этапы горных работ)

Рис. 7.3. Схема развития горных работ в карьере для горизонтальных и пологих (а), крутых и наклонных (б) месторождений:
1, 2, 3 — варианты

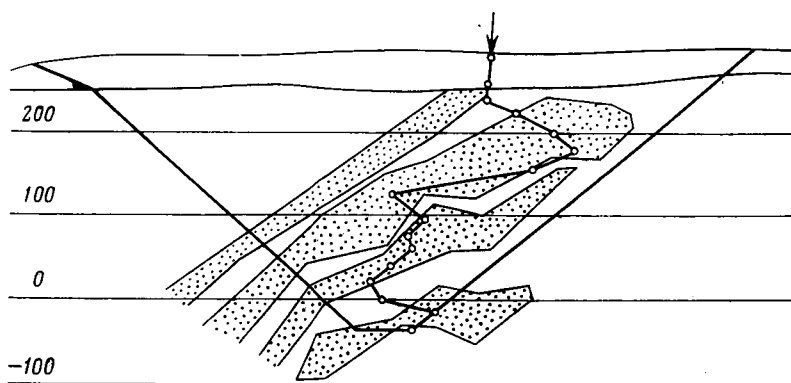
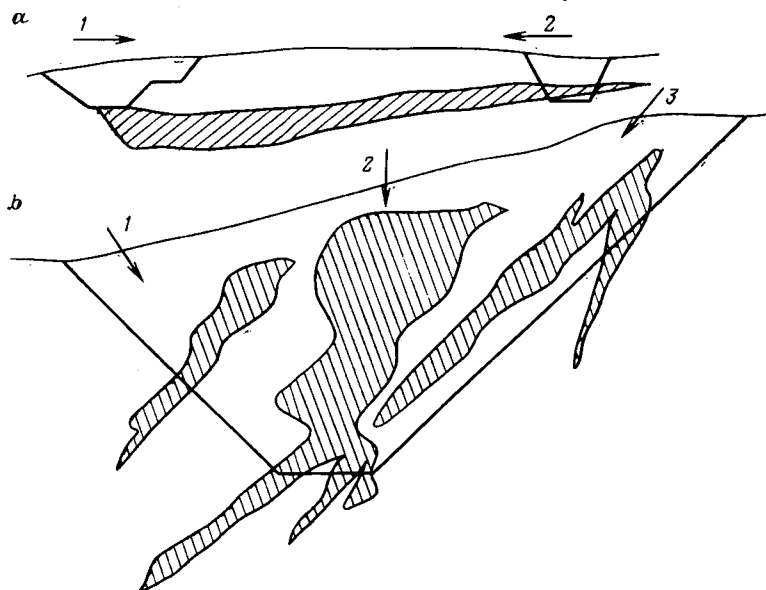


Рис. 7.4. Направление углубки горных работ на Кошвинском карьере со сложной линией углубки

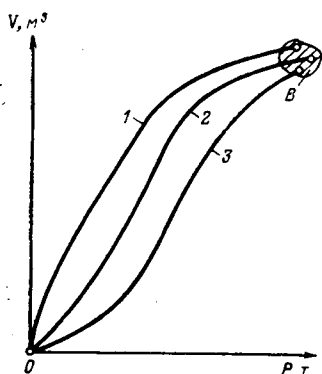


Рис. 7.5. Кумулятивный график функции $V = f(P)$: 1, 2, 3 — для различных вариантов направления углубки карьера

Для определения оптимального направления развития горных работ при разработке однородных месторождений (с выдержанным по мощности и простиранию залежи качеством полезного ископаемого) рекомендуется применять графоаналитический метод А. И. Арсентьева [1, 2]. При этом используются следующие критерии:

минимальные средние (с начала разработки) удельные эксплуатационные затраты

$$\frac{\sum Z_i}{\sum C_i} \rightarrow \min; \quad (7.9)$$

средний (с начала разработки) коэффициент горной массы

$$\frac{\sum Q_i}{\sum M_i} \rightarrow \min; \quad (7.10)$$

средний (с начала разработки) коэффициент вскрыши

$$\frac{\sum V_i}{\sum P_i} \rightarrow \min, \quad (7.11)$$

где Z_i — суммарные затраты на разработку месторождения с начала строительства до i -го года; C_i — ценность полученной за этот период продукции; Q_i — суммарный объем горной массы, добытый с начала разработки до i -го года; M_i — суммарное количество извлеченного полезного компонента из добытого до i -го года полезного ископаемого; V_i — суммарный объем вскрыши; P_i — суммарный объем полезного ископаемого, добытый с начала разработки до i -го года.

При использовании кумулятивного графика для оценки вариантов развития горных работ на однокомпонентном месторождении со стабильным выдержанным качеством оптимальный вариант будет соответствовать нижней ветви (рис. 7.5).

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 минимальному с начала разработки среднему коэффициенту вскрыши. Затем для каждого варианта выполняют горногеометрический анализ и строят календарные планы развития горных работ. На основе календарных планов определяют ежегодные и суммарные при-

веденные затраты и прибыль, устанавливают динамику получения компонентов и путем технико-экономической оценки выбирают оптимальный вариант.

§ 3. ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНОГО НАПРАВЛЕНИЯ УГЛУБКИ

Метод определения оптимального направления углубки на поперечном сечении месторождения разработан А. И. Арсентьевым. В качестве критерия 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. 7.6) линия P_1 является изолинией полезного ископаемого. Если поместить дно рабочей зоны, контур которой обозначен линиями, проведенными под углом γ_p , в любую точку на этой линии (например, точки $K, Л, М$), то объемы полезного ископаемого внутри контуров рабочих зон будут одинаковы, т. е. $P_k = P_л = P_m$. 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) коэффициент вскрыши будет минимальным, т. е.

$$\frac{Q_i - P_i}{P_i} = \frac{v_i}{P_i} = K_{cp} \rightarrow \min,$$

где Q_i, P_i, v_i — соответственно, объем горной массы, полезного ископаемого и вскрыши в контуре рабочей зоны.

Перемещая по изолинии 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 должна проходить линия оптимального направления развития горных работ.

Изолинии на поперечном сечении (рис. 7.7) строятся следующим образом. Наносят на сечение секущие горизонтальные линии 1, 2, 3, ..., 8 с интервалом 25—50 м и вертикальные плоскости б, в, г, ..., з, которые являются возможными направлениями углубки. Кроме того, наносят возможные направления углубки на нерабочие борта карьера a и u . Затем перемещают контур рабочей зоны сначала по горизонтальным линиям 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. 7.1. После заполнения верхней части табл. 7.1, для каждого направления углубки строят график функции $P = f(H)$ (рис. 7.8). На рис. 7.8 в качестве примера показана кривая только для одного направле-

Рис. 7.6. Схема расположения контура рабочей зоны (1) на изолинии полезного ископаемого (2)

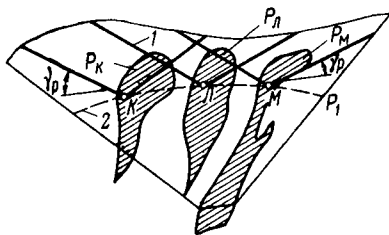
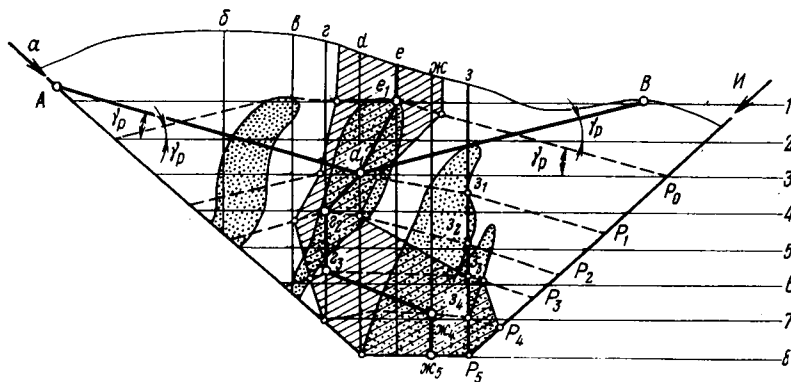


Рис. 7.7. Схема определения оптимального направления углубки на поперечном сечении



ния углубки. Затем общий объем полезного ископаемого в контурах карьера делится на разные интервалы и в соответствии с этими интервалами на графике проводятся горизонтальные линии P_1, P_2 . Пересечения этих горизонталей с кривыми $P = f(H)$ соответствуют глубине, на которой добывается заданный объем полезного ископаемого. Эти точки переносят на поперечное сечение (см. рис. 7.7) и 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 до касания залежи.

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. 7.1. В каждой строке находят минимальное значение объема горной массы, соответствующее оптимальной точке. Например, в строке P_0 — это точка e , в строке P_1 — это точка d . Соединив найденные точки, получают оптимальную линию направления углубки (см. рис. 7.7).

Т а б л и ц а 7.1

Этапы глубины и изо- объемы полезного ископае- мого	Объемы (тыс. м ³) по направлениям углубки карьера								
	<i>a</i>	<i>b</i>	<i>в</i>	<i>г</i>	<i>д</i>	<i>e</i>	<i>ж</i>	<i>з</i>	<i>и</i>
Полезное ископаемое									
1	—	—	0,1	0,16	—	—	—	—	—
2	—	1,62	1,13	1,67	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	<u>3,71</u>	4,01	4,22	6,32
$P_1 = 4$	27,65	27,04	26,53	21,4	<u>20,80</u>	24,00	24,55	21,84	35,8
$P_2 = 8$	41,05	40,96	40,82	<u>37,34</u>	40,55	39,84	43,60	41,04	50,21
$P_3 = 12$	61,35	—	61,92	<u>54,04</u>	56,95	54,64	57,37	56,66	60,95
$P_4 = 16$	69,19	—	69,92	69,00	69,97	68,60	<u>67,33</u>	69,27	70,75
$P_5 = 19,05$	76,25	—	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25	76,25

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. 7.7 эта область заштрихована.

Для решения объемной задачи [1, 2] необходимо:

определить и построить по указанной выше методике оптимальные линии углубки на каждом поперечном сечении;

определить на каждом поперечном сечении средний (с начала отработки) коэффициент вскрыши для рассматриваемых интервалов глубины;

нанести на продольное сечение линии поперечных сечений и указать на них динамику значений среднего (с начала отработки) коэффициента вскрыши;

оценить положение рабочего борта на каждом горизонте по критерию минимального (с начала отработки) среднего коэффициента вскрыши и обеспечения заданной производительности карьера.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ПОНИЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Среднегодовое понижение горных работ на карьере при увеличении его глубины от $H_{к1}$ до $H_{к2}$ за время T

$$y = \frac{H_{к2} - H_{к1}}{T}, \text{ м.} \quad (7.12)$$

Годовая скорость понижения горных работ при отработке одного горизонта

$$y = \frac{H_y}{t}, \text{ м,} \quad (7.13)$$

где H_y — высота уступа, м; t — продолжительность подготовки горизонта к эксплуатации, годы.

Продолжительность подготовки горизонтов 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. 7.9) проведение въездной траншеи объемом V_v и разрезной траншеи объемом $V_{p.r.}$, а также выемку объема V_0 (для подготовки нового горизонта, обеспечивающего возможность в соответствии с правилами безопасности проведения траншеи на следующем нижнем горизонте. Расстояние, на которое должен переместиться борт разрезной траншеи, определяется шириной рабо-

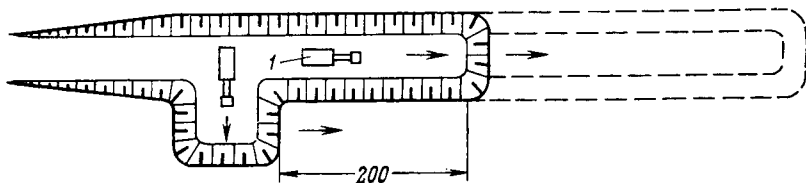


Рис. 7.10. Схема ускоренного развития горных работ при подготовке нового горизонта:

1 — экскаватор

чей площадки. При последовательном выполнении этих работ одним экскаватором время на подготовку горизонта

$$T_{п.г} = \frac{V_{в} + V_{р.т} + V_0}{Q_э}, \text{ мес.} \quad (7.14)$$

где $Q_э$ — месячная производительность экскаватора, м^3 .

Для сокращения времени на подготовку горизонта используют несколько экскаваторов, совмещая их работу таким образом, чтобы обеспечить требования правил безопасности. После проведения въездной траншеи и части разрезной траншеи на длину около 200 м объемом $V_{р.т}$ в работу вводится второй экскаватор, который начинает работы по разному борту разрезной траншеи (рис. 7.10). В результате этого время на подготовку нового горизонта сокращается и определяется по формуле

$$T_{п.г} = \frac{V_{в} + V_{р.т1}}{Q_э} + \frac{V_{р.т2} + V_0}{2Q_э}, \text{ мес.} \quad (7.15)$$

где $V_{р.т2} = V_{р.т} - V_{р.т1}$.

Пример. Объем въездной траншеи 75 тыс. м^3 , длина разрезной траншеи 1500 м, поперечное сечение разрезной траншеи 450 м^2 , объем работ по разности борта на горизонте $V_0 = 1350$ тыс. м^3 , месячная производительность экскаватора 200 тыс. м^3 . Определить время подготовки нового горизонта при использовании одного экскаватора и второго экскаватора такой же производительности на разноске борта траншеи.

Определяем объем разрезной траншеи

$$V_{р.т} = 450 \cdot 1500 = 675 \text{ тыс. } \text{м}^3.$$

По формуле (7.14) определяем время подготовки горизонта при последовательном выполнении работ одним экскаватором

$$T_{п.г} = \frac{75 + 675 + 1350}{200} = 10,5 \text{ мес.}$$

По формуле (7.15) определяем время подготовки горизонта при использовании второго экскаватора на разносе борта траншеи

$$T_{п.г} = \frac{75 + 450 \cdot 200}{200} + \frac{(675 - 90) + 1350}{2 \cdot 200} = 5,7 \text{ мес.}$$

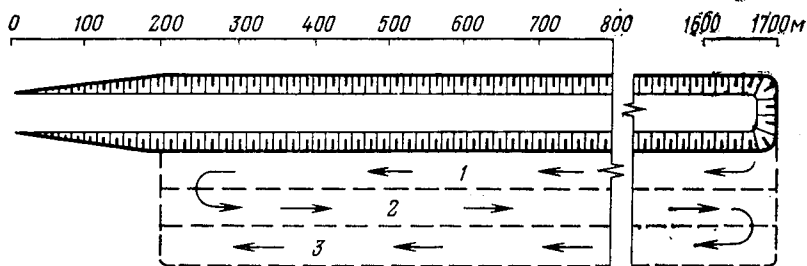


Рис. 7.11. Схема выемки заходок при разносе бортов разрезной траншеи:

1, 2, 3 — порядок выемки

Проф. А. И. Арсентьев на основе анализа календарных графиков подготовки горизонтов получил формулу для приближенного определения времени подготовки нового горизонта

$$T = \frac{V_0}{N_3 P_3} + \frac{L_6 + L_в + L_0 + L_T}{v}, \text{ мес.} \quad (7.16)$$

где V_0 — объем работ по расширению разрезной траншеи на лежащем выше уступе, обеспечивающем возможность подготовки нижнего уступа, м³; N_3 — число экскаваторов, занятых на расширении разрезной траншеи; P_3 — месячная производительность экскаватора на подготовке нового горизонта, м³; L_6 — длина экскаваторного блока, м; $L_в$ — длина въездной траншеи, м; $L_0 = 100 \div 150$ — допустимое минимальное расстояние между соседними экскаваторными блоками на уступе, м; L_T — 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 (7.16) 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 (7.14) — (7.16) 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 перемены экскаваторов и другие факторы.

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 каж-

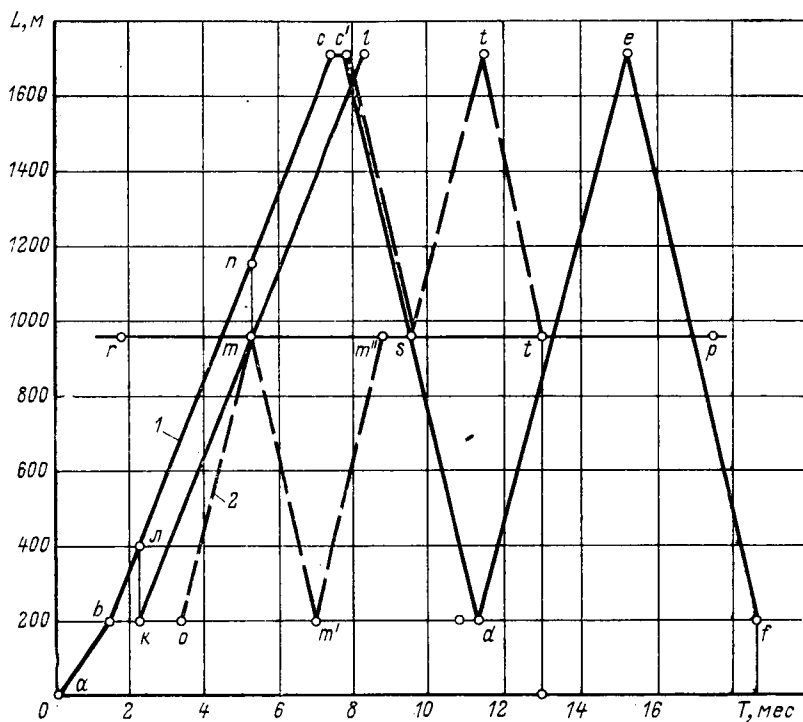


Рис. 7.12. График перемещения экскаваторов вдоль фронта работ при подготовке нового горизонта:

1 — первый экскаватор; 2 — второй экскаватор

дого экскаватора, рассчитать время подготовки горизонта. На графике линиями и условными обозначениями показываются место, время и вид той или иной работы. Графическое изображение процесса подготовки горизонта и слагаемых его операций в пространстве и времени облегчает поиск оптимального варианта.

Рассмотрим графический метод определения скорости понижения горных работ на примере подготовки нового горизонта, показанного на рис. 7.11. 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. 7.12).

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. 7.12). Проведение въездной траншеи

на расстояние 200 м в течение 1,5 мес изображено отрезком $a-b$, проведение разрезной траншеи на расстояние 1500 м (от пикета 200 м до пикета 1700 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 разnose борта (отрезки c_1-d , $d-e$, $e-f$). Каждая из этих длин 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 равна 9,6 м.

Чтобы увеличить скорость понижения горных работ, необходимо ввести в работу второй экскаватор, который будет перемещаться за первым экскаватором на расстоянии 200 м. Нанесем на графике ограничительную линию $k-l$, параллельную линии $b-c$ и отстоящую от нее на расстоянии 200 м, а также разграничительную линию $z-p$, разделяющую заходки по длине на блоки длиной по 750 м. Вторым экскаватор с месячной производительностью 125 тыс. м³ будет отрабатывать блок заходки в течение 1,8 мес. Найдем на шкале времени графика такую точку O , перемещаясь от которой, второй экскаватор достигнет 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 om . Затем второй экскаватор отрабатывает вторую (в обратном направлении) и третью заходки. Первый экскаватор, проведя разрезную траншею (отрезок $b-c$) и выполнив профилактический ремонт (отрезок $c-c'$), начинает отработку первой заходки, двигаясь от пикета 1700 м в обратном направлении (см. рис. 7.12). Дойдя до пикета 950 м (т. е. до точки S'), он поворачивает назад и начинает отработку второй заходки, а затем отрабатывает третью заходку и в точке t' заканчивает разнос борта до заданной ширины 60 м. Как видно из графика, продолжительность подготовки нового горизонта составляет 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.

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. [1, 2].

§ 5. СХЕМЫ ПОЭТАПНОЙ РАЗРАБОТКИ

При открытой разработке крутых месторождений вложение средств на вскрышные работы обычно опережает добычу полезного ископаемого на несколько лет. Это снижает экономическую эффективность открытых работ и приводит к замораживанию значительных государственных средств. Существенное уменьшение сроков и замораживаемых средств, т. е. повышение эффективности открытой разработки, может быть достигнуто путем разработки месторождений этапами. Поэтапную разработку можно применять в следующих случаях:

при однородной залежи (путем выделения промежуточных контуров карьера и оставления временно законсервированного участка рабочего борта);

при неоднородной залежи (путем выделения участков с более высоким качеством полезного ископаемого и небольшим коэффициентом вскрыши для первоочередной разработки);

при сближенных залежах (путем применения оптимальной очередности отработки залежей, а при одновременной разработке залежей путем применения оптимальной интенсивности их отработки).

Поэтапная отработка позволяет уменьшить в первый период коэффициент вскрыши, уменьшить объем горно-капитальных работ, отнести выемку части пустых пород на более поздний период разработки, т. е. улучшить календарный график вскрышных работ и получить значительный экономический эффект. Суммарные приведенные затраты на разработку месторождения могут быть уменьшены на 10—20%.

При разработке крутого месторождения без разделения на этапы горные работы развиваются в конечных контурах карьера от лежачего бока к висячему (рис. 7.13). В этом случае годовые объемы вскрыши вначале возрастают до максимума, а затем уменьшаются (рис. 7.14, линия 1). В случае разработки месторождения с разделением на этапы промежуточный контур $A-E-D-C$ разделяет карьер на этапы (см. рис. 7.13). При отработке первого этапа горные работы развиваются так же, как в первом случае, но вскрышные уступы, достигнув линии $A-E$, останавливаются, создавая временный борт с углом наклона $\gamma_b = 25 \div 30^\circ$. Вследствие этого часть вскрыши в контурах карьера (на рис. 7.13, б заштриховано) объемом $A_1-A-E-E_1$ будет вынута при отработке второго этапа. Поэтому календарный график вскрышных работ во втором случае будет экономичнее, так как часть затрат на вскрышные работы будет отнесена на несколько лет позднее (см. рис. 7.14, линия 2). После того как горные работы достигнут контура $A-E-D-C$, начинается отработка второго этапа в контуре $C-D-E-A-A_1-F-K$ (см. рис. 7.13). Горные работы на временно законсервированном борту, т. е. на участке $A-E$ будут производиться параллельно с основными работами по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши на участке ниже участка $C-D-E$. При этом

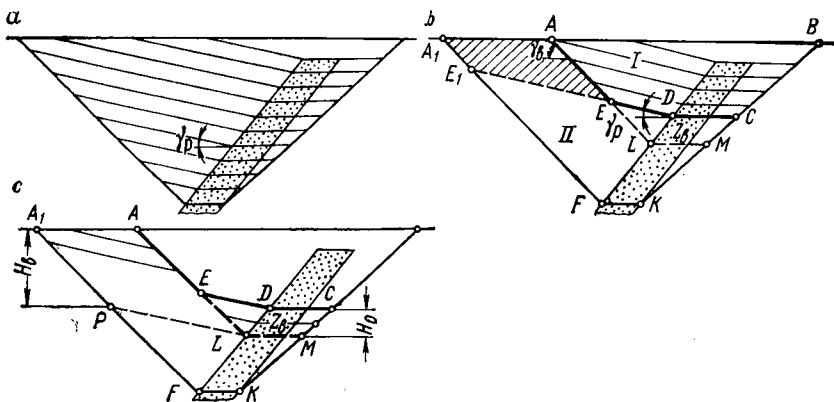


Рис. 7.13. Схема развития рабочей зоны карьера:

a — при отработке без разделения на этапы (I, II); *b* — при отработке первого этапа
c — при отработке второго этапа

скорость понижения горных работ на временном борту должна быть больше, чем на основном участке, чтобы к тому времени, когда будут отработаны резервные запасы Z_B , рабочий борт карьера достиг линии $M-L-P$. За одно и то же время t горные работы на основном участке должны опуститься на глубину H_0 , а на временном борту — на глубину H_B . Так как высота временного борта H_B обычно значительно больше, чем глубина H_0 переходной зоны, то скорость понижения горных работ по временному борту должна быть больше, чем в основной рабочей зоне, т. е.

$$y_B > y_0.$$

Приравняв время понижения горных работ на основном участке и на временном борту карьера, т. е.

$$\frac{H_0}{y_0} = \frac{H_B}{y_B},$$

получим зависимость между интенсивностью разработки и размерами временного борта и основной зоны карьера

$$H_B = H_0 \frac{y_B}{y_0}. \quad (7.17)$$

Таким образом, высота временного борта и интенсивность его отработки, определяющие объем и срок консервации вскрыши, устанавливаются не произвольно, а в зависимости от глубины переходной добычной зоны и необходимой скорости понижения доменных работ. Практика проектирования и опыт работы карьеров показывают, что в одних случаях временный нерабочий борт карьера может занимать значительную или большую часть периметра карьера (карьеры Сибайский, Коунрадский, Баженовский),

Рис. 7.14. Календарный график объемов V вскрышных работ при разработке без разделения (1) и с разделением (2) на этапы

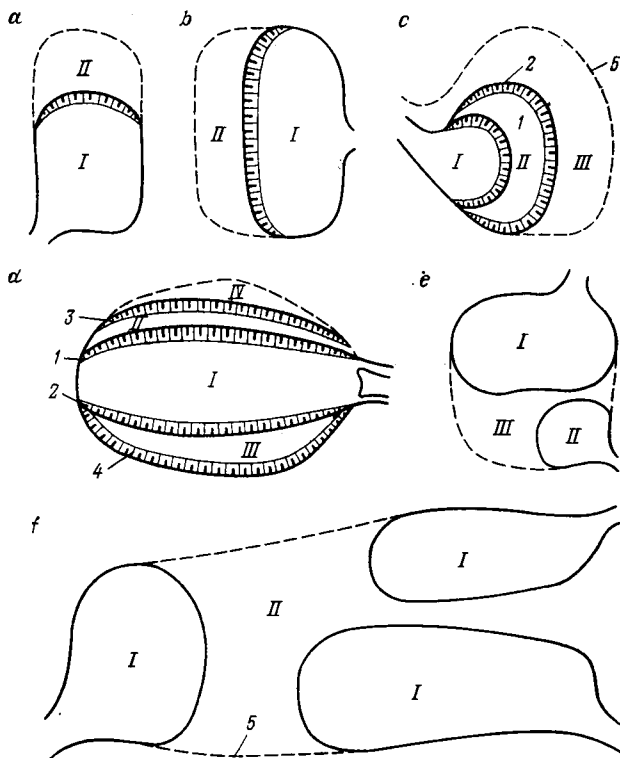
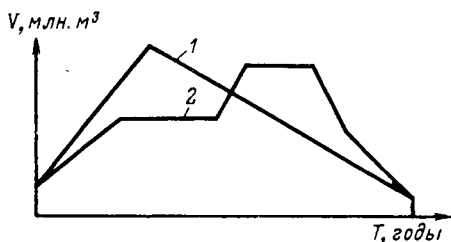


Рис. 7.15. Схемы разделения карьера на этапы (I, II, III, IV) разработки с расположением временных бортов в торце карьера (a), по простираанию залежи (b), по периметру рабочей зоны (c), с переменными рабочими бортами (d), с последовательной разработкой отдельными участками (e), с одновременной разработкой несколькими участками (f):

1, 2, 3, 4 — последовательные положения временного борта карьера; 5 — конечный контур карьера

а в других случаях (карьеры Сарбайский, Гороблагодатский) возможно выделение очереди лишь в одном торце карьера или вдоль одного из бортов по простиранию залежи (карьеры Сарбайский, Гороблагодатский). Целесообразность расположения временного борта в торце карьера или по простиранию залежи (рис. 7.15) определяется соотношением между длиной и шириной карьерного поля. Расположение временного борта в торце карьера рационально в карьерах большой длины (в основном при автомобильном транспорте). При этом параметры этапа, соответствующие наибольшим объему и сроку консервации вскрыши, изменяются в следующих пределах: высота временного борта равна $(0,4 \div 0,5) H_k$, ширина этапа, т. е. расстояние между промежуточными и конечными контурами карьера — $(0,45 \div 0,65) H_k$, объем породного целика — $(0,25 \div 0,3) H_k^2 B_k$ (H_k , B_k — соответственно конечная глубина и средняя ширина карьера). При глубине карьера 250—300 м и его ширине 800—1000 м средние параметры этапа в торце карьера составляют: высота временного борта 110—130 м, ширина этапа 140—170 м; объем породного целика 15—20 млн. м³.

Чтобы увеличить объем консервации вскрыши при незначительных размерах карьера в плане и средней годовой скорости его углубки около 10 м, целесообразно располагать временные борта по большей части периметра карьера (см. рис. 7.15). Такая схема нашла применение на карьерах округлой формы в плане.

Схема переменной консервации и разноса обоих бортов карьера характеризуется тем, что на временном борту устраивают главные съезды, а на рабочем борту — передвижные погрузочные пути. Через 7—8 лет горные работы на рабочем борту приостанавливают и на него переносят главные съезды. Затем осуществляют разнос временного борта. Такая схема ведения горных работ с расположением главных вскрывающих выработок на промежуточных контурах карьера стала обычной в практике Баженовских асбестовых карьеров.

В определенных условиях целесообразно вести горные работы последовательно отдельными участками. В этом случае в начальный период разработки часто возникает необходимость выбора участка для первоочередной разработки. В некоторых случаях в начальный период месторождение целесообразно разрабатывать одновременно несколькими самостоятельными карьерами, которые в будущем объединяются в один карьер. Например, в начальный период Баженовское асбестовое месторождение разрабатывалось отдельными карьерами, которые в ближайшие годы объединятся в один.

§ 6. ПАРАМЕТРЫ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ КОНТУРОВ КАРЬЕРА

Схема деления карьера на этапы характеризуется объемом и временем добычи полезного ископаемого в контурах этапа, объемом и сроком консервации вскрыши, интенсивностью отработки вре-

максимальная технически возможная и экономически целесообразная скорость понижения горных работ при расконсервации временного борта.

2. По заданной производительности карьера по полезному ископаемому определяют объем Z_p резервных запасов

$$Z_p = \Pi_{инт} t_{п}. \quad (7.18)$$

3. По объему резервных запасов определяют глубину переходной зоны

$$H_{пзi} = \frac{Z_p}{Z_r} h, \quad (7.19)$$

где Z_r — запасы полезного ископаемого на горизонте (на каждом горизонте запасы одинаковы); h — высота уступа.

4. Определяют требуемую скорость понижения добычных работ

$$y_0 = \frac{H_{пзi}}{t_{п}}. \quad (7.20)$$

5. Затем расчет корректируют, подбирая такие значения параметров этапов, чтобы соблюдалось условие

$$\frac{H_{ci} + H_{пзi} + H_{пзi}}{y_b} = \frac{H_{изi}}{y_0}. \quad (7.21)$$

6. Намечают несколько вариантов разделения карьера на этапы и по каждому варианту определяют продолжительность переходного периода, высоту временного борта карьера, высоту переходной зоны, объем резервных запасов полезного ископаемого, скорость понижения работ на временном борту и в добычной зоне.

7. По полученным показателям строят на поперечных сечениях и планах промежуточные контуры (с учетом требований размещения транспортных коммуникаций, вскрывающих выработки, и других условий), определяют поэтапный объем консервируемой вскрыши, сроки отработки каждого этапа, поэтапный коэффициент вскрыши, выполняют горногеометрический анализ, на основе которого строят календарные графики вскрышных и добычных работ, вычисляют ежегодные затраты и доходы, оценивают каждый вариант и принимают оптимальный.

Для сложных горно-геологических условий установить в проекте рациональные параметры этапов можно лишь в том случае, если рассматривать карьер в целом в динамике. Поэтому рассчитанные по формулам (7.18) — (7.21) параметры этапов являются предварительными. Они должны быть уточнены при проектировании вскрытия. Уточнение параметров может быть достигнуто при горногеометрическом анализе с использованием календарного графика объемов вскрышных работ.

Рассмотрим пример использования этого графика для горно-геометрического анализа при поэтапной разработке месторождения с попеременным расположением временных бортов со стороны висячего и лежащего боков залежи. В ряде случаев срок службы и место расположения внутрикарьерных подъемников и других сооружений являются существенными факторами при разделении карьера на этапы и оптимизации промежуточных контуров. Задача выбора рациональных параметров промежуточных контуров и места расположения транспортных сооружений решается с использованием графика, на котором отражается во времени и по глубине карьера процесс формирования временных бортов и их расконсервации (рис. 7.17). Рассмотрим поперечное сечение глубокого карьера, в границах которого выделено пять этапов.

Понижение дна карьера показано на графике линиями $O—K$ (рис. 7.17). В соответствии с принятой скоростью понижения горных работ дно карьера первого этапа будет достигнуто на 18-й год (точка b), а дно карьера четвертого этапа (точка m) на 50-й год. В контуре карьера первого этапа горные работы развиваются в сторону западного борта, а восточный борт карьера ($a_{FP}—b$) является транспортным. Его формирование, показанное на графике линией $a—b$ начинается на 5-м году разработки и заканчивается на 18-м году (точки a_F и b на графике). Перемещение горных работ при расконсервации восточного временного борта ($a_{FP}—b$) показано на графике линией $a_P—b$. Аналогично построены на графике линии, характеризующие время и место работ по формированию и расконсервации временных бортов остальных этапов (линии $c_F—d$ и $c_P—d$ — второй этап, $e_k—f$ и $e_F—f$ — третий, $n_F—m$ и $n_P—m$ — четвертый.)

Продолжительность формирования и расконсервации борта определяются из графика как разница времени окончания отработки борта (точки b, d, f, m) и времени начала его отработки, (точки a_F, c_F, e_F, n_F) и расконсервации (точки a_P, c_P, e_P, n_P).

Так как продолжительность расконсервации всегда меньше продолжительности формирования, то на каждом временном борту в течение некоторого времени одновременно осуществляются расконсервация верхних уступов и консервация нижних. Вследствие этого временный борт имеет в этот период, как правило, ломаный профиль.

Положение, срок строительства и эксплуатация железнодорожных станций (точки 1, 2, ..., 5 на поперечном сечении и на графике) находятся в соответствии с графиком формирования и расконсервации временных бортов. Например, железнодорожная станция № 1, служащая для отработки первого этапа, построена на 9-м году эксплуатации и расположена на временном восточном борту на глубине 50 м. Станция № 2 построена на 14-м году также на глубине 50 м, но она расположена на западном борту и служит для отработки второго этапа.

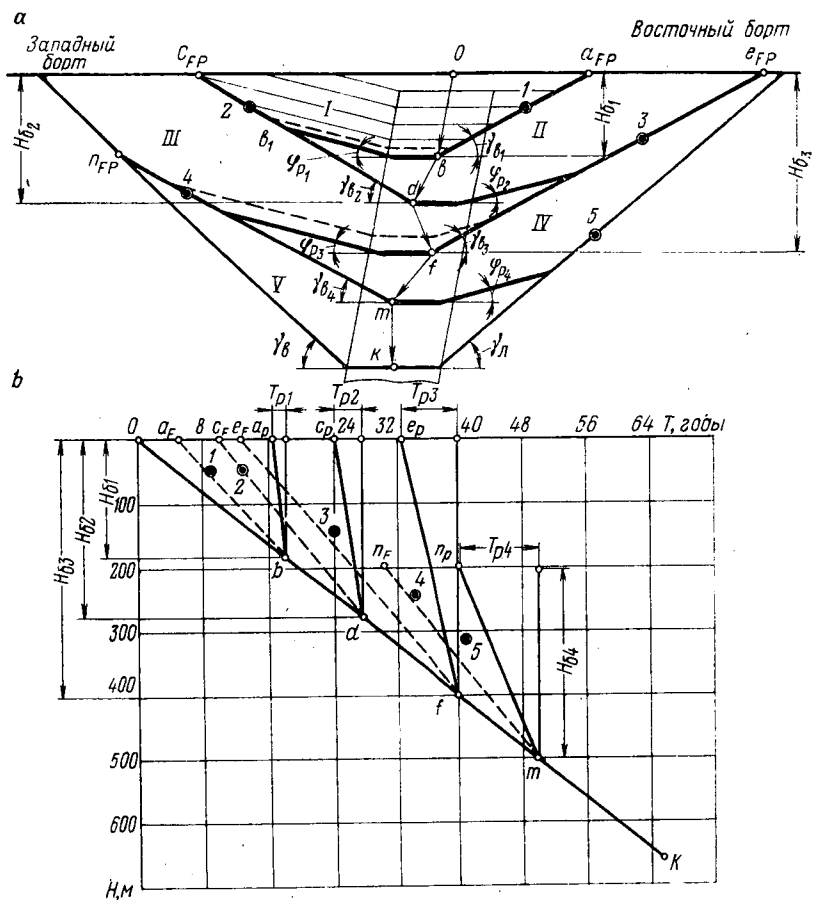


Рис. 7.17. Схема к расчету параметров поэтапного развития карьера (а) и график формирования временных бортов (б)

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Определение главных параметров карьера/А. И. Арсентьев, А. В. Шпанский, Г. П. Константинов и др. М., Недра, 1976.
2. Планирование развития горных работ в карьерах/А. И. Арсентьев, Г. А. Советов, В. С. Хохряков и др. М., Недра, 1972.
3. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров/В. С. Хохряков, Г. Г. Саканцев, А. З. Яшкин и др. М., Недра, 1977.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ
КАРЬЕРОВ§ 1. 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 (в черной металлургии — агломерат, окатыши). 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 его 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

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} \quad (8.1)$$

или

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} 100, \%. \quad (8.2)$$

Потери полезного ископаемого определяются по формуле

$$\eta = 1 - \frac{D\alpha'}{Z\alpha} \quad (8.3)$$

или

$$\eta = \left(1 - \frac{D\alpha'}{Z\alpha}\right) 100, \%, \quad (8.4)$$

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 разубоживающих руд или пород и содержание компонентов в них, ценность компонентов в запасах и добываемой руде [2, 6]. В процессе разведки и эксплуатации месторождения содержание полезного компонента в массиве и сырой руде определяется опробыванием, а разубоживание — по формуле (8.1). При проектировании предприятия содержание полезного компонента принимается по данным геологоразведочных работ, а потери и разубоживание — по данным аналогичных предприятий (табл. 8.1 и 8.2) и по расчетным данным [11]. Принятый коэффициент разубоживания не должен превышать предельно допустимого значения, определяемого по формуле

$$\rho_{\max} = \frac{\alpha - \alpha_{\min}}{\alpha - \alpha_{\pi}} 100, \%, \quad (8.5)$$

где α — содержание полезного компонента в погашаемых балансо-

Т а б л и ц а 8.1

Показатели	Выемка		Показатели	Выемка	
	Валовая	Селективная		Валовая	Селективная
Потери, %	8,7	9,2	Затраты на добычу 1 т руды, руб.	1,56	1,64
Разубоживание, %	17,3	5,9	Затраты на обогащение 1 т руды, руб.	2,72	2,57
Содержание металла в товарной руде, %	1,82	2,07	Себестоимость 1 т металла в концентрате, руб.	234,2	176,8
Извлечение металла в концентрате, %	81,56	85,77			

П р и м е ч а н и е. В таблице приведены данные для руд цветных металлов.

Т а б л и ц а 8.2

Месторождения	Эксплуатационные потери, %	Разубоживание, %	Месторождения	Эксплуатационные потери, %	Разубоживание, %
Свинцово-цинковые	5—6	17—18	Вольфрамомолибденовые	5—6	7—8
Оловянорудные	10—11	17—18	Меднорудные	4—5	9—10
Никель-кобальтовые	4—5	6—8	Железорудные	2,7—3,2	3,7—3,9
			Угольные	4—10	1—2

вых запасах, %; $\alpha_{\min}$ — бортовое содержание полезного компонента для данного месторождения; α_n — содержание полезного компонента в разубоживающих 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 составляет соответственно 800 и 230 тыс. руб., а на Коунрадском карьере — 155 и 700 тыс. руб. соответственно [2]. Поэтому при обосновании принимаемых в проекте потерь и разубоживания необходимо решать задачу комплексно и определять их рациональный уровень, при котором достигается максимальный экономический эффект. Порядок определения, нормирования и учета потерь и разубоживания полезных ископаемых при их добыче регламентируется отраслевыми инструкциями и указаниями [6, 10]. 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 метод вариантов, аналитический и графоаналитический методы [2]. 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 показатели потерь и разубоживания принимаются согласно нормам технологического проектирования (табл. 8.3) и корректируются с учетом практических данных.

При проектировании карьеров цветной металлургии ориентировочные потери и разубоживание определяют согласно нормам технологического проектирования по формулам:

$$\eta = P_{\tau} K_m K_{\Delta m} K_{\Pi} K_{\text{рд}}, \quad \% ; \quad (8.6)$$

$$\rho = P_{\tau} K_m K_{\Delta m} K_{\Pi} K_{\text{рд}}, \quad \% , \quad (8.7)$$

где P_{τ} , P_{ρ} — значения потерь и разубоживания, принимаемые по табл. 8.4; K_m , $K_{\Delta m}$, K_{Π} , $K_{\text{рд}}$ — поправочные коэффициенты, учитывающие мощность рудного тела, объем включений пустых пород, высоту добычного уступа, экономически целесообразное соотношение между разубоживанием и потерями (табл. 8.5).

Таблица 8.3

Угол падения залежи, градусы	Эксплуатационные потери и разубоживание (%) при высоте уступа, м	
	10—12	15—20
Мощность залежи более 50 м с включением прослоев пустых пород		
Менее 60	3—5	4—6
Более 60	3—4	4—5
Мощность залежи более 50 м без включения прослоев пустых пород		
Менее 60	2—4	3—5
Более 60	2—3	3—4
Мощность залежи 5—50 м с включением прослоев пустых пород		
Менее 60	3—8	4—9
Более 60	3—6	4—8
Мощность залежи 5—50 м без включения прослоев пустых пород		
Менее 60	2—6	3—7
Более 60	2—5	3—6

Таблица 8.4

Залежи	Потери и разубоживание (%) при угле наклона залежи, градусы							
	0	1—5	6—10	11—15	16—20	21—50	51—70	71—90
Пластообразные и жило- образные выдержанные	1,5	1,6	1,9	2,2	2,5	2,7	2,4	2,2
Линзообразные выдер- жанные	—	2,3	2,6	3	3,5	3,8	3,4	3,1
Пластообразные, жило- образные и линзообраз- ные невыдержанные	2,5	2,8	3,2	3,7	4,2	4,6	4,2	3,8
Штокверковые	—	—	—	—	—	5,3	4,8	4,8

Показатели потерь и разубоживания характеризуют степень извлечения полезного компонента из массива при добыче полезного ископаемого. Они используются для расчета требуемого объема балансовых запасов при заданных объемах добычи полезного ископаемого или для определения объема добываемого полезного иско-

Таблица 8.5

Горизонтальная мощность рудного тела, м	K_m	Включения прослоев пустых пород и некондиционных руд, %	$K_{\Delta m}$	Высота добычного уступа, м	K_{Π}	Отношение разубоживания к потерям	$K_{рд}$
1	2,2	0	1,0	5	0,75	0,4	1,5
2	2,0	1	1,05	6	0,8	0,6	1,3
3	1,8	2	1,1	7	0,85	0,8	1,15
5	1,6	4	1,15	8	0,9	1,0	1,0
10	1,4	6	1,20	9	0,95	1,5	0,8
20	1,2	10	1,25	10	1,0	2,0	0,7
30	1,1	15	1,30	11	1,05	3,0	0,6
50	1,0	20	1,35	12	1,1	4,0	0,5
100	0,9	30	1,40	13	1,15	6,0	0,4
150	0,8	40	1,45	14	1,2	8,0	0,35
200 и более	0,7	60 и более	1,50	15	1,25	10,0 и более	0,3

паемого и балансовых запасов. Объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах определяется по формуле

$$D = Z \frac{\alpha}{\alpha'} (1 - \eta). \quad (8.8)$$

Необходимый объем балансовых запасов для добычи заданного объема полезного ископаемого определяется по формуле

$$Z = D \frac{\alpha'}{\alpha} \frac{1}{(1 - \eta)}. \quad (8.9)$$

Объем полезного ископаемого при заданных балансовых запасах, потерях и разубоживании определяется по формуле

$$D = Z \frac{1 - \eta}{1 - \rho}. \quad (8.10)$$

Объем добытой сырой руды является исходным показателем для расчета производительности карьера, определения выхода товарной продукции и расчета технико-экономических показателей.

Выход концентрата из добытой сырой руды

$$\gamma_k = \frac{\alpha'}{\beta} \epsilon_k, \quad (8.11)$$

где ϵ_k — извлечение полезного компонента из сырой руды в концентрат, доли единицы; β — содержание полезного компонента в концентрате, %.

Расход сырой руды для производства 1 т концентрата

$$q_{p.k} = \frac{\beta}{\alpha' \epsilon_k}. \quad (8.12)$$

Выход товарного продукта (металла) из концентрата

$$\gamma_m = \frac{\beta \varepsilon_m}{\delta}, \quad (8.13)$$

где ε_m — извлечение полезного компонента из концентрата, доли единицы; δ — содержание полезного компонента в товарной продукции, %.

Выход товарной продукции из сырой из руды

$$\gamma = \frac{\alpha'}{\delta} \varepsilon_k \varepsilon_m. \quad (8.14)$$

Расход сырой руды для производства 1 т товарной продукции (металла)

$$q_{p. м} = \frac{\delta}{\alpha' \varepsilon_k \varepsilon_m}. \quad (8.15)$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т концентрата

$$Z = \frac{\beta}{\alpha (1 - \eta) \varepsilon_k}. \quad (8.16)$$

Расход балансовых запасов для производства 1 т металла

$$Z = \frac{\delta}{\alpha (1 - \eta) \varepsilon_k \varepsilon_m}. \quad (8.17)$$

Годовой объем полезного ископаемого для получения заданного объема N концентрата определяется по формуле

$$D_p = N \frac{\beta}{\alpha' \varepsilon_k}. \quad (8.18)$$

§ 2. ФАКТОРЫ, ОГРАНИЧИВАЮЩИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА

Основными факторами, ограничивающими производительность карьера как по полезному ископаемому, так и по вскрыше, являются провозная способность транспортных коммуникаций, интенсивность развития горных работ, число и производительность экскаваторов.

Провозная способность транспортных коммуникаций ограничивает объем выдаваемой из карьера горной массы и полезного ископаемого. Годовая производительность карьера по горной массе, исходя из условия провозной способности транспортных коммуникаций, определяется по формуле

$$P_{г. м} = N_t M, \text{ м}^3, \quad (8.19)$$

где N_t — число грузотранспортных потоков из карьера; M — 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. 8.6).

При железнодорожном транспорте число капитальных траншей и число железнодорожных станций на карьере средней мощности, как правило, не более одной, на мощном карьере — не более двух. На современных карьерах сменная пропускная способность одноколейных траншей и простых съездов, 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 сменная провозная способность грузотранспортного потока

$$M_c = \frac{N}{f} nq, \text{ т,} \quad (8.20)$$

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 траншей 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

$$N = \frac{1000 v_a n_n}{L_6} k_n, \quad (8.21)$$

где N — число автосамосвалов, проходящих в единицу времени в одном направлении; v_a — скорость движения автосамосвалов, км/ч; n_n — число полос движения в одном направлении; k_n — коэффициент, учитывающий неравномерность выхода автосамосвалов с уступных дорог на главную; L_6 — 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 данными:

Число погрузочных экскаваторов на одну выездную траншею	2	5	15
Коэффициент k_n неравномерности движения	0,75	0,6	0,53

Величина L_6 зависит от расстояния видимости, тормозного пути и скорости движения. Для средних условий $L_6 = 50 \div 60$ м.

Число наклонных скиповых или конвейерных подъемников на карьере ограничивается рациональными размерами рабочей зоны, приходящейся на один подъемник, условиями расположения пе-

Таблица 8.6

Транспорт	Параметры, условия и тип подвижного состава	Возможная производительность грузотранспортного потока	
		т/ч	млн. т/год
Автомобильный	Автосамосвалы БелАЗ-540 грузоподъемностью 27—40 т.	2 700—3 600	17—22
	БелАЗ-549 грузоподъемностью 65—80 т	6 500—8 000	40—50
	Автосамосвалы грузоподъемностью 120—180 т	10 000—16 000	60—80
Железнодорожный	При однокольном пути и грузоподъемности состава 400—600 т	2 000—3 000	12—15
	То же, при двухколейном пути	5 000—6 000	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	4 000—5 500	18—25
	При ширине ленты 1600—2400 мм и скорости ее движения 4—6 м/с	7 000—14 000	30—50
Скиповой	При глубине карьера 200—400 м, скорости движения скипов 6—10 м/с и грузоподъемности скипов, т:		
	27	800—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».

регрузочных 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 возможно уменьшить до 150—200 м. Годовая производительность современных скиповых и конвейерных подъемников находится в пределах от 6—10 до 20—30 млн. т. Производительность конвейерных подъемников определяется в основном шириной ленты.

Число грузотранспортных коммуникаций и их расположение зависят от множества взаимосвязанных 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. В табл. 8.7 приведены данные, характеризующие грузооборот на ряде карьеров.

Интенсивность развития горных работ на наклонных и крутых залежах характеризуется скоростью понижения горных работ, а на пологих и горизонтальных залежах — скоростью подвигания фронта работ.

Годовая производительность карьера по полезному ископаемому по условию интенсивности развития горных работ приближенно определяется по формуле

$$A_{pi} = h_i S_i \frac{(1 - \eta)}{(1 - \rho)}, \text{ м}^3, \quad (8.22)$$

где h_i — скорость понижения горных работ в i -м периоде работы карьера; S_i — площадь полезного ископаемого в границах рабочей зоны в i -м периоде.

Т а б л и ц а 8.7

Карьеры	Число пар поездов в сутки	Суточный грузооборот, тыс. т
Южный вскрышной карьер треста «Вахрушевуголь»	240	120
Северный вскрышной карьер треста «Вахрушевуголь»	180	90
Коркинский	480	250
Тальганский	190	110
Бакальский	125	50
Качканарский	410	170

Скорость понижения горных работ 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 на карьерах составляла 6—8 и 10—15 м в год соответственно при железнодорожном и автомобильном транспорте, то в 70-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 не добывается или добывается в небольшом объеме, возможно достигнуть значительно большей скорости углубки карьера 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. В период эксплуатации скорость углубки при использовании автотранспорта составляет 17—18 м в год. При строительстве карьера ЦГОКа в скальных породах скорость углубки составляла 24—35 м в год, а в период эксплуатации при использовании автотранспорта составляет 19—20 м в год.

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. 8.8.

Скорость углубки карьера зависит от скорости подвигания фронта работ (табл. 8.9) и должна удовлетворять условию

$$h \leq \frac{v}{\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (8.23)$$

где v — скорость подвигания фронта работ; γ_p — угол наклона рабочего борта; α — угол направления углубки.

Например, при вертикальном направлении углубки ($\alpha = 90^\circ$), угле наклона рабочего борта 10° и скорости подвигания фронта горных работ 100 м в год скорость понижения горных работ

$$h = \frac{100}{5,67 + 0} = 17,6 \text{ м/год.}$$

Скорость подвигания фронта работ и скорость углубки карьера могут быть увеличены путем увеличения числа экскаваторов на уступах и их мощности.

Для горизонтальных и пологих залежей годовая производительность карьера по полезному ископаемому определяется по формуле

$$A_{\pi} = v_{\pi} m L_{\pi} \gamma_{\pi} \frac{(1 - \eta)}{(1 - \rho)}, \quad \tau, \quad (8.24)$$

где v_n — годовая скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому, м; m — мощность пласта полезного ископаемого, м; L_d — протяженность фронта добычных работ, м; γ_n — плотность полезного ископаемого, т/м.³

Скорость v_n подвигания фронта добычных работ не может превышать скорость v_b подвигания фронта вскрышных работ, которая обычно определяется числом вскрышных экскаваторов и их производительностью. При бестранспортной системе разработки должно соблюдаться условие

$$v_n = v_b,$$

Т а б л и ц а 8.8

Карьеры	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	Железнодорожный	Скальные	10—15	6,0	7	50—100	5—15	2,8
Карьер НКГОКа	То же	»	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	19,6	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

Т а б л и ц а 8.9

Экскаваторы	Высота уступа (м) в породах		Длина экскаваторного блока, м	Годовая скорость подвигания фронта работ (м) в породах		
	мягких	полускальных и скальных		мягких	полускальных	скальных
ЭКГ-5	11,5	16,5	1000	288	178	126
ЭКГ-8	13,1	19,7	1000	305	186	130
ЭКГ-12,5	15,6	23,4	1200	318	190	134
ЭКГ-20	18	27	1200	377	221	155

П р и м е ч а н и е. По данным Центрогипрошахта.

а годовая скорость подвигания фронта вскрышных работ

$$v_B = \frac{P_э}{H_B L_B}, \text{ м}, \quad (8.25)$$

где $P_э$ — производительность вскрышного экскаватора; H_B — высота вскрышного уступа; L_B — протяженность фронта вскрышных работ.

При транспортной системе разработки годовая скорость подвигания фронта вскрышных работ

$$v_B = \frac{P_э}{H_B l_6}, \text{ м}, \quad (8.26)$$

где l_6 — длина экскаваторного блока, 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 составит

$$v_B = \frac{3\,300\,000}{20 \cdot 1200} = 137 \text{ м}.$$

При $m = 10$ м, $\eta = 0,08$, $\rho = 0,03$, $\gamma_n = 3$ т/м³ максимальная годовая производительность карьера по полезному ископаемому

$$A_{\max} = 137 \cdot 10 \cdot 1200 \cdot 3,0 \frac{(1 - 0,08)}{(1 - 0,03)} = 4685 \text{ млн. т.}$$

Расчет максимально возможной производительности карьера сильно 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 динамическом подходе максимально возможная производительность карьера может оказаться различной в различные периоды. В проекте это должно быть показано в виде динамического графика с вероятностными границами верхнего и нижнего отклонения.

Число добычных экскаваторов как фактор, ограничивающий производительность карьера, зависит от рабочей зоны карьера. В период эксплуатации выделяют вскрышную и добычную рабочие зоны. Размеры рабочей зоны $S_{p.з}$ 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 равна произведению ширины $Ш_{p.п}$ рабочей площадки на длину l_6 экскаваторного блока, т. е.

$$S_э = Ш_{p.п} l_6, \text{ м}^2. \quad (8.27)$$

Рабочая зона экскаватора зависит от типа 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 имеет минимальное значение (3—15 тыс. м²). При селективной разработке руд и железнодорожным транспортом рабочая зона экскаватора максимальная и составляет, 15—40 тыс. м². Число экскаваторов в рабочей зоне карьера

$$N_3 = \frac{S_{p.з}}{S_3} k_3, \quad (8.28)$$

где $k_3 = 0,6 \div 0,7$ — 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. При продольном расположении фронта работ и выдержанном залегании полезного ископаемого число добычных уступов

$$N_d = \frac{m_r}{\Pi_{p.п}}, \quad (8.29)$$

где m_r — горизонтальная мощность залежи.

Т а б л и ц а 8.10

Карьеры	Годовая производительность карьера, млн. т	Протяженность добычного фронта работ, км	Длина фронта работ на 1 млн. т производительности карьера, км
Оленегорский	8,5	4,4—5,2	1,9—1,6
Ингулецкий	18	3,5—7,2	5,1—2,5
Карьер ЦГОКа	18	2—5	9,0—3,6
Карьер ЮГОКа	9	5—7	1,8—1,1
Центральный (комбината Ураласбест)	12	1,6—2,2	7,5—5,4
Карьер НКГОКа	9	2—3	4,5—3

П р и м е ч а н и е. По данным Г. А. Советова.

Ширина рабочей площадки на добычных уступах включает полосу для размещения развала, транспортную полосу и нормативные зазоры и полосу готовых к выемке запасов. Число экскаваторов на уступе

$$m = \frac{L_y}{l_6}, \quad (8.30)$$

где L_y — протяженность уступа, м; l_6 — длина экскаваторного блока (при железнодорожном транспорте $l_6 = 500 \div 700$ м, при автотранспорте $l_6 = 250 \div 400$ м).

По условию обмена поездов при железнодорожном транспорте, на уступе располагают не более двух экскаваторов, а при автотранспорте — 3—4 экскаватора.

Производительность карьера ограничивается также такими факторами, как капитальные затраты на строительство карьера, потребность в товарной продукции того качества, которая может быть получена на проектируемом предприятии, потребность в земельных площадях, ценность и возможность их отчуждения и др. Потребность в полезном ископаемом задается директивно или принимается в соответствии с планом развития района. Этот фактор является жестким ограничением обычно лишь в тех случаях, когда карьер обеспечивает ограниченное число предприятий со стабильной потребностью в данной товарной продукции. Данные, характеризующие производительность ряда карьеров, приведены в табл. 8.10.

§ 3. РАЦИОНАЛЬНЫЙ КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК ВСКРЫШНЫХ И ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Экономическая оценка и анализ календарного плана вскрышных и добычных работ необходимы при обосновании оптимальной производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше. При заданной постоянной производительности карьера по полезному ископаемому в течение определенного периода годовые объемы вскрыши могут быть постоянными или могут изменяться во времени в зависимости от условий залегания месторождения, способа вскрытия, системы разработки и других факторов. Изменяя параметры горных работ и направление их развития, можно добиться необходимого изменения календарного распределения вскрыши. При этом необходимо знать, какая форма и какие параметры календарного графика вскрыши являются экономичными.

Оценим план вскрышных работ на примере экономического сравнения двух форм графика (рис. 8.1), имея при этом в виду, что производительность карьера по полезному ископаемому и объем пород в контурах карьера в обоих вариантах одинаковы, а распределение вскрыши по годам в течение срока разработки различно. В первом варианте годовой объем вскрыши по карьере постоянный в течение всего срока разработки. Во втором варианте весь срок

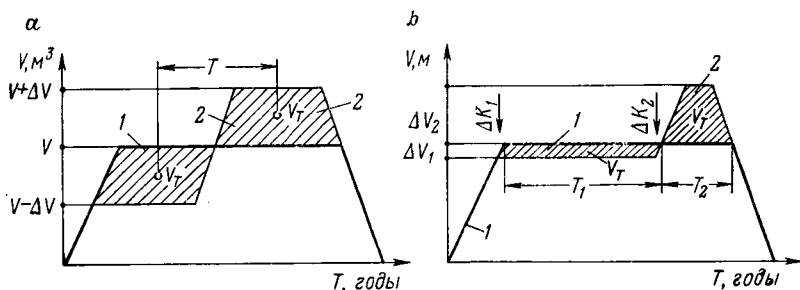


Рис. 8.1. Календарные графики объемов вскрышных работ с равномерным (1) и ступенчатым (2) распределением объемов вскрыши:
 а — при одинаковой продолжительности периодов; б — при различной продолжительности периодов

разработки разделен на два периода, различающихся годовыми объемами вскрыши. В первый период годовые объемы вскрыши меньше, а во второй период больше, чем в первом варианте, т. е. выемка части пород объемом V отнесена с первого периода на второй. Варианты различаются распределением объемов и вскрыши, следовательно, затрат во времени и могут быть оценены лишь с учетом фактора времени, т. е. по приведенным затратам. По эксплуатационным затратам второй вариант экономичнее первого варианта, так как средства, сэкономленные в первый период благодаря уменьшению годовых объемов вскрыши, будут в течение T лет экономически эффективно использоваться в народном хозяйстве и дадут прирост. Кроме того, выемка объема V вскрыши через T лет может быть осуществлена более совершенным оборудованием и с меньшими затратами.

Экономичность возрастающего графика вскрыши может быть доказана на основе формулы приведения разновременных затрат. Так, затраты на выемку вскрыши объемом V в i -м году первого периода

$$Z_1 = VS, \quad (8.31)$$

где S — затраты на 1 м^3 вскрыши в i -м году.

Если выемку этого же объема вскрыши перенести на T лет позднее, то затраты на выемку объема V вскрыши, будучи приведенными к одному моменту оценки,

$$Z_2 = VS \frac{K_c^T}{(1 + E_{н.п})^T}, \quad (8.32)$$

где $K_c = 0,97 \div 0,98$ — коэффициент, учитывающий ежегодное, значение затрат под влиянием технического прогресса; $E_{н.п} = 0,1$ — нормативный коэффициент эффективности.

Так как $Z_1 - Z_2 > 0$, то отношение затрат Z_1 к затратам Z_2 всегда больше единицы, т. е.

$$\frac{Z_1}{Z_2} = \frac{(1 + E)^T}{K_c^T} > 1.$$

Поэтому затраты на выемку вскрыши во втором варианте всегда меньше, чем в первом, т. е. $Z_2 < Z_1$.

Однако разница в капитальных затратах не всегда в пользу второго варианта, так она зависит от степени увеличения производительности карьера во втором периоде по сравнению со степенью ее уменьшения в первом периоде. Если степень уменьшения производительности карьера в первом периоде равна степени увеличения ее во втором периоде, то экономичность второго варианта несомненна, так как в этом случае вложение части капитальных затрат переносится на более поздний период и дополнительные капитальные затраты ΔK_2 во втором периоде, будучи приведенными к началу первого периода, будут меньше сэкономленных капитальных затрат ΔK_1 , т. е.

$$\Delta K_2 = \Delta v_2 d \frac{1}{(1 + E_{н.п})^T} < \Delta K_1, \quad (8.33)$$

где d — удельные капитальные затраты.

Следовательно, по капитальным затратам второй вариант также экономичнее первого. Однако, в случае пиковых нагрузок во втором периоде (см. рис. 8.1), сэкономленные капитальные затраты в первом периоде могут оказаться меньше дополнительных капитальных затрат во втором периоде. Так, первый вариант, 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). В общем случае задача имеет экстремальный характер. Поэтому технико-экономическая оценка вариантов позволяет найти оптимальный вариант. Однако, как правило, более экономичным является второй вариант с возрастающим графиком вскрышных работ.

Рациональный 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.

$$K_{T_1} < K_{T_2} < \dots < K_{T_i}. \quad (8.34)$$

Поэтому производительность карьера по вскрыше в каждом последующем периоде должна быть больше, чем в предыдущем, т. е.

$$P_{в_1} < P_{в_2} < \dots < P_{в_i} \quad (8.35)$$

Опыт работы глубоких карьеров с транспортной системой разработки показывает, что производительность карьера по полезному ископаемому, как правило, должна также возрастать непрерывно или ступенями (рис. 8.2).

2. В любой период добыча 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. Постоянный рост производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше способствует улучшению технико-экономических показателей. Несмотря на то, что в проектах производительность карьеров часто принималась постоянной на сравнительно длительный период (10—15 лет и более), в действительности на большинстве карьеров она, как правило, ежегодно возрастает. Практика показывает, что даже незначительное снижение производительности карьера, т. е. по существу неполное использование производственных мощностей приводит к резкому снижению технико-экономических показателей. Рациональный график объемов добычных и вскрышных работ при длительных сроках разработки месторождения должен быть, как правило, не только возрастающим, но и ступенчатым (см. рис. 8.2). Вложение капитальных затрат на развитие производственных мощностей на отдельном карьере не может осуществляться ежегодно 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. Экономичность режима горных работ в виде ступенчатого графика установлена В. В. Ржевским.

Основными параметрами ступенчатого графика режима горных работ являются продолжительность этапа, высота ступени, характер изменения графика внутри этапа.

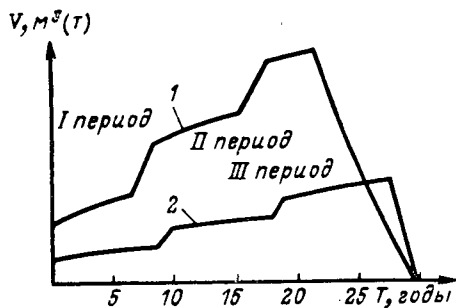


Рис. 8.2. Рациональный календарный график объемов вскрышных (1) и добычных (2) работ в карьере

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.

Характер изменения графика внутри этапа (на срок 7—10 лет) приближенно определяется возрастающей прямой, а более точно — графиком степенной функции (так как именно этими закономерностями определяется ежегодный прирост производительности горнотранспортного оборудования), т. е.

$$A_T = A_n (1 + \Delta T) \quad (8.36)$$

или

$$A_T = A_n T^\alpha, \quad (8.37)$$

где A_T , A_n — соответственно производительность карьера в конце и начале периода T ; Δ — средний прирост производственных мощностей, доли единицы; α — ежегодный средний прирост производственных мощностей, доли единицы.

На основе обработки фактических графиков режима горных работ на железорудных и асбестовых карьерах за 1955—1975 гг. установлено, что ежегодный прирост производственных мощностей находится в пределах 3—7%.

§ 4. КАЛЕНДАРНЫЙ РЕЖИМ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ

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 простой 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 работы на железорудных карьерах:

непрерывная рабочая неделя при восьмичасовой смене в сутки — для карьеров с годовой 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.

На карьерах цветной металлургии с годовой производительностью по горной массе более 5 млн. м³ и для всех карьеров Заполярья рекомендуется непрерывная рабочая неделя при трех восьмичасовых сменах в сутки, а с годовой производительностью до 5 млн. м³ — пятидневная рабочая неделя при двух или трех сменах в сутки.

Число рабочих дней в году принимается по табл. 8.11.

К северным отнесены районы севернее линии 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 и в других отраслях промышленности режим работы принимается по нормам технологического проектирования. Однако во всех случаях (особенно при сезонной работе) режим работы необходимо принимать в зависимости от климатических и горно-геологических условий, масштаба работ, вида и мощности горнотранспортного оборудования и режима работы обогатительных фабрик.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ПОЛЕЗНОМУ ИСКОПАЕМОМУ И ВСКРЫШЕ

Для обоснования производительности карьера по полезному ископаемому необходимо выполнить анализ как технических, так и экономических показателей.

Т а б л и ц а 8.11

Районы	Число рабочих дней в году на карьерах				
	черной металлургии			цветной металлургии	
	при числе рабочих дней в неделю				
	7	6	5	7	5
Северные	340	290	242	340	247
Средние	350	300	250	345 (340)	255
Южные	355	305	254	350 (340)	259

Примечание. В скобках приведены данные для добычных работ.

Целью разработки месторождения является добыча полезного ископаемого в установленном объеме при достижении максимальной 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

$$P_v = P_n K_t, \text{ м}^3,$$

где P_n — производительность карьера по полезному ископаемому, т; K_t — текущий коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

Производительность карьера по горной массе

$$P_{г.м} = P_n \frac{1}{\gamma} + P_v = P_n \left(\frac{1}{\gamma_n} + K_t \right), \text{ м}^3, \quad (8.38)$$

где γ_n — плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$.

При проектировании может возникнуть необходимость определения максимально возможной и оптимальной производительности карьера по полезному ископаемому, технически возможной и экономически целесообразной производительности по полезному ископаемому и оптимальной производительности по вскрыше, необходимой производительности по полезному ископаемому и вскрыше. В ряде случаев условия определения производительности осложняются 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 производительности карьера по полезному ископаемому (с разделением по сортам и видам) на момент сдачи карьера в эксплуатацию (кусовая) и на момент полного освоения, срок освоения полной проектной мощности, обеспеченность готовыми к выемке запасами при сдаче карьера в эксплуатацию, годовая, месячная, суточная, сменная производительности 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) и пятилетним периодам. Кроме того, может возникнуть необходимость определения часовой производительности карьера по полезному ископаемому, объемов товарной продукции и др.

В зависимости от требуемой точности применяются упрощенные и детальные методы расчета.

Упрощенный метод приближенного определения производительности карьера. 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. Устанавливают ограничивающие факторы и определяют максимально достижимую производительность в зависимости от интенсивности развития горных работ, провозной способности грузотранспортных потоков, числа и производительности добычных экскаваторов.

2. Определяют нормативный срок службы и нормативную производительность карьера (табл. 8.12). В качестве нормативной принимается такая производительность, при которой срок службы карьера приблизительно соответствует сроку физического и морального износа основных зданий и сооружений. Нормативная производительность карьера

$$П = \frac{Z}{T}, \quad (8.39)$$

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 отдельный карьер является 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.

Рекомендуемые нормами технологического проектирования соотношения срока службы и производительности карьеров должны корректироваться в конкретных горно-геологических условиях.

3. Сопоставляя максимальную и нормативную производительности, принимают производительность карьера по полезному ископаемому.

Т а б л и ц а 8.12

Срок службы карьера, годы	Нормативная годовая производительность карьера, млн. т		
	Угольные карьеры	Карьеры черной металлургии	Карьеры цветной металлургии
5—10	1—2	—	2—5
15—20	—	5—10	5—10
25—30	3—5	10—20	10
35—40	10—12	20	—

4. Определяют ориентировочную производительность карьера по вскрыше по формуле

$$P_v = P_n K_{cp} k_n, \quad (8.40)$$

где P_n — производительность карьера по полезному ископаемому; K_{cp} — средний коэффициент вскрыши; $k_n = 1,1 \div 1,3$ — 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 полной проектной мощности. Производительность карьера по вскрыше должна в течение всего периода эксплуатации обеспечивать производительность карьера по полезному ископаемому и неснижаемый норматив 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. Сроки освоения полной проектной производительности карьера после пуска его в эксплуатацию приведены в табл. 8.13.

Т а б л и ц а 8.13

Годовая производительность пусковых комплексов по полезному ископаемому, млн. т	Продолжительность освоения проектной производительности, мес.	Объем добычи в процентах от годовой проектной производительности		
		1-й год	2-й	3-й
До 5	9	85	100	—
5—15	15	70	99	100
15—30	18	65	98	100
Более 30	24	60	90	100

6. Устанавливают обеспеченность карьера готовыми к выемке запасами полезного ископаемого, которая исчисляется в месяцах работы при принятой в данный период производительности. Нормы обеспеченности железорудных карьеров готовыми к выемке запасами при круглогодичной работе приведены в табл. 8.14.

При сезонном ведении вскрышных работ готовые к выемке запасы к началу вскрышного сезона должны обеспечивать работу карьера не менее, чем в течение месяца. При применении бестранспортных схем обеспеченность запасами должна быть не менее 0,5 мес.

7. Принимают календарный режим работы карьера и определяют среднемесячную суточную сменную производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

Обоснование оптимальной производительности карьера методом вариантов. При проектировании часто производительность карьера неизвестна и подлежит обоснованию в проекте. Например, в задании на проектирование может быть задана производительность комбината, включающая группу карьеров, а производительность каждого карьера должна быть определена. Наибольший экономический эффект достигается, как правило, при производительности карьера, максимально возможной по горнотехническим факторам и условиям сбыта продукции. Для определения производительности путем анализа находят ограничивающие факторы и устанавливают максимально возможную производительность карьера. Затем в установленных пределах принимают несколько вариантов производительности, делают их экономическую оценку и находят оптимальное значение производительности карьера. Для карьеров с большим коэффициентом вскрыши экономическое обоснование оптимальной производительности карьера сводится к технико-экономической оценке режима горных работ, т. е. к соизмерению разновременных затрат и доходов. В качестве экономического критерия при оценке вариантов принимается максимальная приведенная прибыль.

Порядок определения оптимальной производительности следующий.

Т а б л и ц а 8.14

Годовая производительность карьера по скальной горной массе, млн. т	Обеспеченность готовыми к выемке запасами, мес	
	Автомобильный транспорт	Железнодорожный транспорт
До 30	1,5	2
30—60	2,5	3
Более 60	4	4,5

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 горногеометрический анализ и получают данные (в виде таблиц и графиков) о распределении полезного ископаемого и вскрыши по этапам разработки в зависимости от глубины горных работ. Горногеометрический 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 скорости 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 формируют таблицы горногеометрического анализа в таблицы 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 прямых приведенных затрат.

8. На основании экономической оценки принимают оптимальный вариант производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше.

Определение достижимой производительности карьера по методу проф. А. И. Арсентьева. Основные аспекты определения производительности карьера в динамике за длительный срок, (15—20 лет и более) с учетом сложных горно-геологических условий, качества руд, технологии горных работ, погрешности исходных данных и степени риска при принятии проектных решений разработаны в трудах [1, 4, 5, 7]. Исходными данными для определения производительности карьера являются результаты горногеометрического анализа, выполняемого на погоризонтальных планах для следующих вариантов развития горных работ:

с максимальной интенсивностью развития горных работ в глубину при минимальной ширине рабочих площадок на горизонтах (вариант при $\Phi_{\max}$);

с максимальной интенсивностью развития горных работ в глубину и в горизонтальном направлении (вариант при $\Phi_{\min}$).

В результате горно-геометрического анализа строят графики функций $\sum V = f(\sum P)$ и таблицы распределения руд и пород по горизонтам и слоям. Затем определяют скорость углубки, длину

общего и рудного фронтов горных работ на каждом горизонте, время, необходимое для подготовки каждого горизонта, продолжительность отработки каждого горизонта, изменение во времени возможной производительности карьера. На основании этих данных устанавливают стабильные значения максимально возможной производительности карьера для периодов, на которые может быть разделен срок службы карьера. Полученные значения максимально возможной производительности карьера корректируется в соответствии с другими ограничивающими горнотехническими условиями (провозной способностью транспортных коммуникаций и др.), подвергаются экономической оценке и служит (с учетом ряда факторов) основанием для принятия решения о проектной производительности карьера.

Для определения достижимой производительности карьера по полезному ископаемому необходимо провести горно-геометрический анализ и построить следующие графики:

нарастающих с глубиной объемов полезного ископаемого и вскрыши при извлечении максимальных объемов горной массы ($\Sigma P_m = f(H)$ и $\Sigma V_m = f(H)$);

нарастающих с глуби-

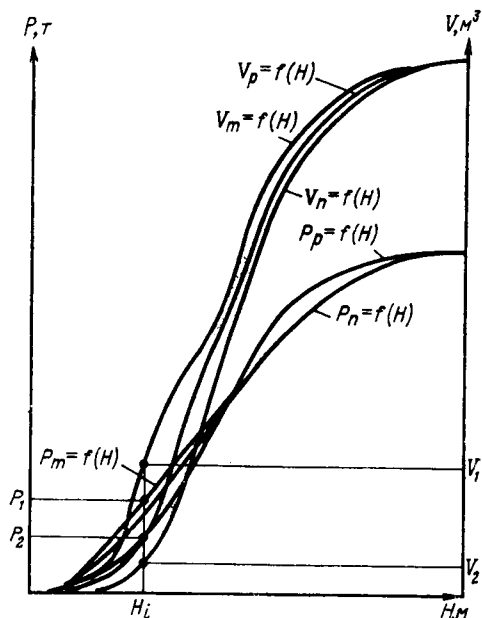


Рис. 8.3. График зависимости нарастающих объемов полезного ископаемого и вскрыши от глубины карьера при различных вариантах порядка отработки месторождения

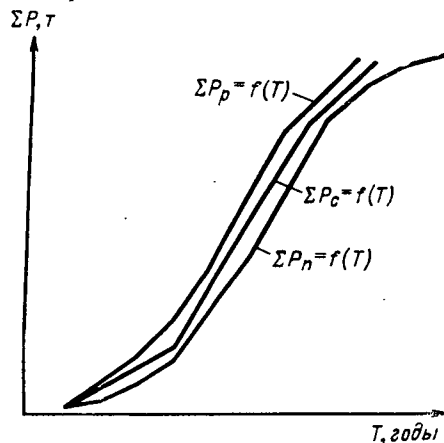


Рис. 8.4. График изменения нарастающих объемов полезного ископаемого во времени при различных вариантах порядка отработки:

$\Sigma P_p = f(T)$ — при минимальной добыче полезного ископаемого; $\Sigma P_n = f(T)$ — при минимальной ширине рабочих площадок; $\Sigma P_c = f(T)$ — при стабильной производительности карьера

ной объемов полезного ископаемого и вскрыши при минимальной ширине рабочих площадок, т. е. при максимальном угле наклона рабочего борта ($\sum P_{\text{п}} = f(H)$ и $\sum V_{\text{п}} = f(H)$);

нарастающих максимальных объемов полезного ископаемого и нарастающих при этом объемов вскрыши ($\sum P_{\text{р}} = f(H)$ и $\sum V_{\text{р}} = f(H)$).

Графики (рис. 8.3) ограничивают области, в пределах которых варьируются объемы извлекаемого полезного ископаемого и вскрыши в зависимости от глубины карьера. Например, при понижении горных работ до глубины H_i в случае развития горных работ по графикам $P_{\text{м}} = f(H)$ и $V_{\text{м}} = f(H)$ вынимаемые объемы полезного ископаемого и вскрыши равны соответственно P_1 и V_1 (см. рис. 8.3), а в случае развития горных работ по графикам $P_{\text{п}} = f(H)$ и $V_{\text{п}} = f(H)$ — соответственно P_2 и V_2 .

Время подготовки нового горизонта, как правило, неодинаково в различных зонах карьера и зависит от направления углубки. Если время подготовки горизонта при вертикальной углубке минимальное, то при наклонной углубке (под углом до 45°) оно увеличивается на 10—15%. Поэтому для дальнейшего анализа должно быть установлено время подготовки каждого горизонта, которое служит исходным показателем для трансформации графиков $\sum P = f(H)$ в графики нарастающих объемов полезного ископаемого во времени $\sum P = f(T)$. Для этого по оси абсцисс откладывают время производства горных работ, а по оси ординат — нарастающий объем добываемого полезного ископаемого. На графике строятся кривая рассматриваемых вариантов (рис. 8.4, кривая $\sum P_{\text{п}} = f(T)$, соответствующая варианту разработки с минимальной шириной рабочих площадок, и кривая $\sum P_{\text{р}} = f(T)$, соответствующая минимальному извлечению полезного ископаемого. Касательная, проведенная к любой точке этих кривых, образует с их осью угол, тангенс которого соответствует производительности карьера в данный момент времени. Кривые состоят из отрезков прямых, длина которых соответствует времени подготовки горизонта. Начальная точка отрезка — начало подготовки горизонта, конечная точка — окончание подготовки этого горизонта. Разница ординат конечной и начальной точек — объем полезного ископаемого, извлекаемый за период подготовки горизонта. Следовательно, тангенс угла наклона отрезка прямой к оси абсцисс есть производительность карьера в период подготовки горизонта. Различные участки кривых имеют различный угол наклона к оси абсцисс, что зависит от формы залежи, слоевых запасов и угла углубки. Следовательно, производительность карьера в течение срока эксплуатации является переменной, если ее не стабилизировать. Стабилизация осуществляется по периодам, продолжительность которых по возможности находится в пределах 7—10 лет. На графике периоды стабильной производительности выражаются отрезками, которые должны быть по возможности ближе к кривой $\sum P_{\text{р}} = f(T)$. График стабильной производительности карьера по полезному ископаемому

$\Sigma P_c = f(T)$ должен также удовлетворять другим требованиям рационального графика развития производительности. Так, производительность в каждый период (за исключением периода затухания) должна быть по возможности больше или равна, но не меньше, чем в предыдущий период.

Установленные на графиках значения максимальной производительности карьера по полезному ископаемому должны быть проверены и уточнены в календарных планах горных работ, увязаны с транспортными возможностями по вывозке как полезного ископаемого, так и горной массы и с другими требованиями.

§ 6. 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, который составляется на основе утвержденного пятилетнего плана. 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—15 лет. Наиболее детально он составляется на очередные 5 лет. Календарный план представляется в виде таблиц (табл. 8.15 и 8.16), чертежей (рис. 8.5 и 8.6) и пояснительной записки 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 горных работ, ежегодные планы работ (на первые 5—7 лет), планы с проектным положением горных работ через каждые 5 лет и др. Кроме того, прилагаются поперечные и продольные сечения, на которых показаны ежегодные и пятилетние 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.

Таблица 8.15

Горизонты карьера	Работы	Общий объем работ за весь срок существования карьера	Объемы работ по годам				
			1-й год	2-й	3-й	4-й	5-й
+150 м и выше	Вскрышные, тыс. м ³	3212	350	350	350	300	300
	В том числе по мягким породам	2183	200	200	250	250	200
+140 м	Добычные, тыс. т	2049	—	300	300	400	400
	Вскрышные, тыс. м ³	1479	150	150	150	200	120
+130 м	В том числе по мягким породам	896	100	100	100	100	70
	Добычные, тыс. т	4821	—	800	800	700	500
	Вскрышные, тыс. м ³	1429	—	—	—	—	80
	В том числе по мягким породам	640	—	—	—	—	50
	Добычные, тыс. т	4780	—	—	—	—	200
Итого	Вскрышные, тыс. м ³	6 120	500	500	500	500	500
	В том числе по мягким породам	3 719	300	300	350	350	350
Объем подготовленных запасов, тыс. м ³	Добычные, тыс. т	11 650	—	1100	1100	1100	1100
		—	500	500	700	800	1200

Примечание. Средний коэффициент вскрыши 0,455 м³/т. Плановый коэффициент вскрыши 0,296 м³/т. Число экскаваторов ЭКГ-4 — 2 шт.

Таблица 8.16

Руды	Запасы в контуре карьера	В том числе по годам						
		1-й	2-й	3-й	4-й	5-й	6-й	7-й

2. Обеспечивать своевременную подготовку новых горизонтов и заданную величину готовых к выемке запасов при сохранении заданных ширины рабочих площадок, угла наклона рабочего борта и направления углубки карьера. При этом потребность в горно-транспортном оборудовании не должна резко изменяться по годам и кварталам.

3. Предусматривать возможность наращивания производственных мощностей и использования резервов.

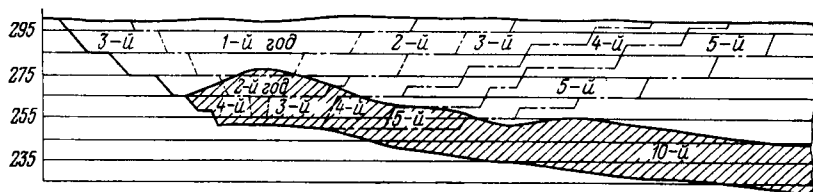


Рис. 8.5. Положение работ на карьере по годам при разработке пологого месторождения

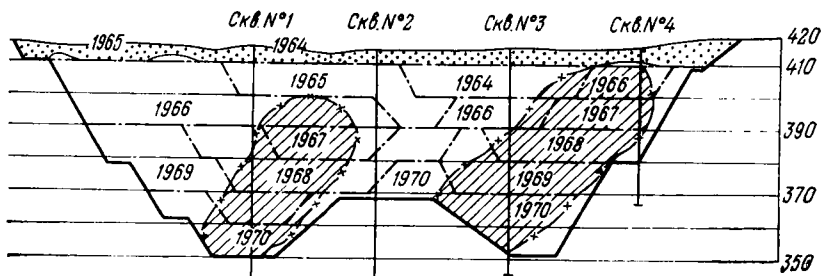


Рис. 8.6. Положение горных работ на карьере по годам при разработке крутого месторождения

4. Проектный календарный план должен учитывать погрешность исходных данных, возможные изменения типов оборудования и качества товарной продукции и 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.

§ 7. ТРАНСФОРМАЦИЯ ГРАФИКА ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА В КАЛЕНДАРНЫЙ ГРАФИК

Календарный график вскрышных работ может быть получен путем преобразования (трансформации) графика режима горных работ $V = f(H)$. Для этого по известной (заданной) производительности

Π_i карьера по полезному ископаемому определяется срок отработки i -го слоя с запасами Q_i полезного ископаемого:

$$t_i = \frac{Q_i}{\Pi_i}. \quad (8.41)$$

Исходя из срока отработки слоя и объема V_i вскрыши в нем, определяют годовую производительность карьера по вскрыше в течение срока отработки слоя

$$\Pi_v = \frac{V_i}{t_i} \quad (8.42)$$

или

$$\Pi_v = \Pi_n K_c, \quad (8.43)$$

где K_c — слоевой (текущий) коэффициент вскрыши:

$$K_c = \frac{V_i}{Q_i}.$$

Результаты расчетов выражают в виде таблиц и графиков.

На рис. 8.7 показан график режима горных работ, на котором по оси абсцисс отложена глубина слоя от поверхности карьера, а по оси ординат — объемы вскрыши и полезного ископаемого. В таблице, расположенной ниже графика режима, 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 2 года, а производительность карьера по вскрыше в этот период должна быть 2,75 млн. м³.

На основании этих данных строим календарный график. Для этого в верхней строке таблицы (см. рис. 8.7) 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 для обоснования годовых объемов вскрышных работ на карьере.

При транспортной системе разработки в глубоких карьерах 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 за длительный период.

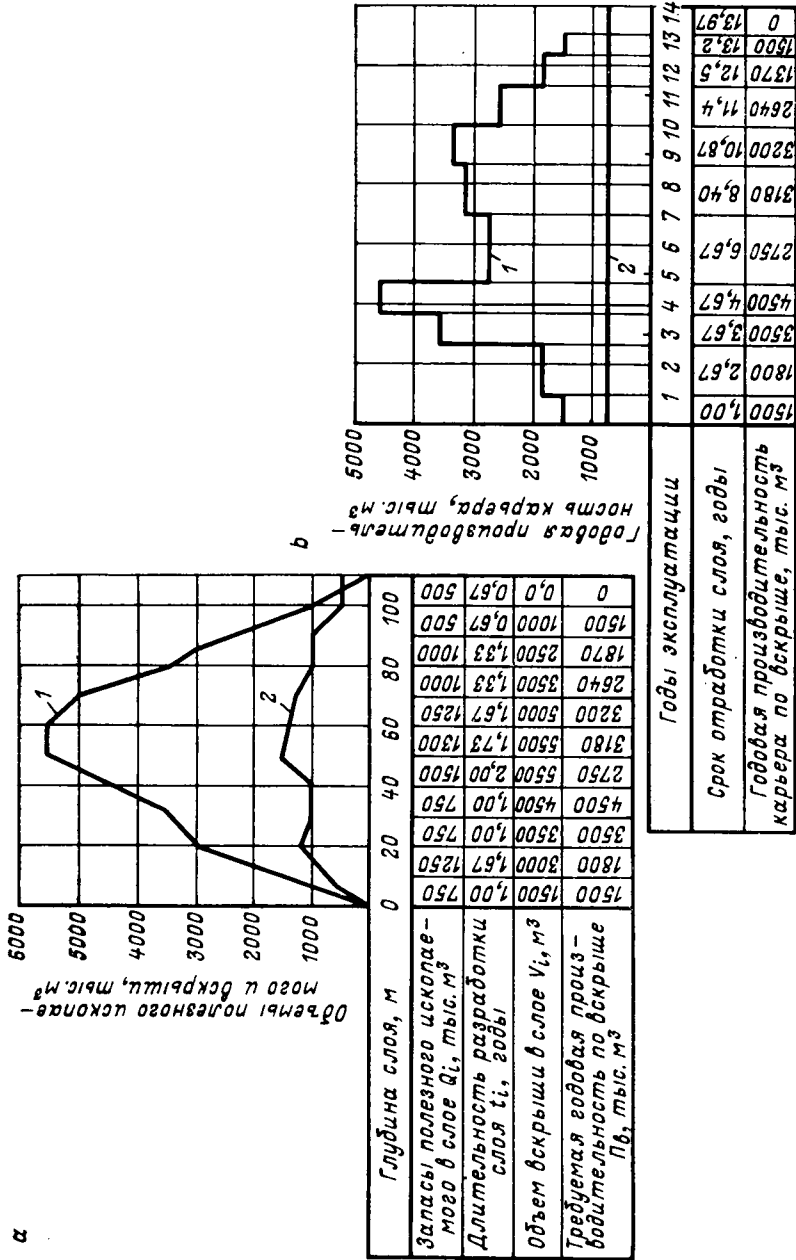


Рис. 8.7. График режима горных работ (а) и календарный график (б) объемов вскрышных (1) и добычных (2) работ

§ 8. МЕТОДИКА РЕГУЛИРОВАНИЯ КАЛЕНДАРНОГО ГРАФИКА ВСКРЫШНЫХ РАБОТ

При разработке пологих и крутых месторождений ежегодные объемы вскрыши изменяются по годам даже при постоянной производительности карьера по полезному ископаемому. Это является следствием изменения с глубиной текущего коэффициента вскрыши. Закономерный рост ежегодных объемов вскрыши до момента достижения горными работами конечных контуров карьера на поверхности соответствует принципам построения экономически целесообразного графика вскрышных работ. Однако часто рост объемов вскрыши, которые необходимо удалять из карьера для обеспечения добычи полезного ископаемого, опережает по темпам рост производительности горнотранспортного оборудования под влиянием технического прогресса. В момент достижения горными работами конечных контуров на поверхности и при отработке участков карьера с уменьшенной мощностью рудного тела возникают пиковые объемы вскрыши. В этих случаях возникает необходимость ввода дополнительного оборудования и увеличения численности трудящихся. Это, как правило, приводит к ухудшению технико-экономических показателей разработки. Для устранения возможных осложнений, связанных с пиковыми объемами вскрыши, производят выравнивание графика вскрышных работ. Основная задача регулирования календарного плана сводится к установлению наиболее экономичного распределения вскрыши по периодам отработки карьера, обеспечивающего безопасную добычу полезного ископаемого в заданных объемах.

Для регулирования календарного графика вскрышных работ используются следующие приемы.

1. За счет очередности разработки участков выемка части объемов вскрыши переносится на более поздние периоды разработки. Линия *abвгд* показывает изменение годовых объемов вскрыши без выделения очередности участков (рис. 8.8). Чтобы 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 *бег*).

2. В отдельных случаях при невыдержанной мощности залежи регулирование графика вскрышных работ (ликвидация пиковых нагрузок) может быть произведено за счет уменьшения объема добычных работ (см. рис. 8.8). 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 *DE*). 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.

3. Пиковые объемы выравниваются за счет переноса части объемов вскрыши на более ранние периоды. Изменение объемов вскрышных работ показывается линией *аввгг*. 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 *двг*) можно выполнить заранее (в период t_2). В этом случае в течение всех четырех периодов ($t_2 + t_3 + t_4$) объем вскрышных работ остается постоянным (линия *дбггг*). Такой способ регулирования графика вскрышных работ возможен лишь в отдельных случаях, когда пиковые объемы значительны и требуют больших капитальных затрат. При этом желательно, чтобы переносимый объем вскрыши был незначительный и срок переноса небольшой.

При разработке горизонтальных и пологих залежей годовые объемы вскрыши определяют в зависимости от скорости подвигания фронта добычных работ, вычисляемой по формуле

$$v_d = \frac{A}{hL_d\delta}, \quad (8.44)$$

где A — годовая производительность карьера по полезному ископаемому, т; h — мощность залежи, м; L_d — длина фронта добычных работ, м; δ — плотность полезного ископаемого, т/м³.

На пологих месторождениях по мере углубления из-за увеличения мощности вскрыши ежегодные ее объемы возрастают. Выравнивание годового объема вскрышных работ карьера достигается за счет выполнения дополнительных объемов ее на верхних уступах в первые периоды эксплуатации. При этом необходимо соблюдать условие

$$0 \leq \gamma_p \leq \gamma_{p \max},$$

где γ_p , $\gamma_{p \max}$ — соответственно фактический и максимальный угол наклона рабочего борта, градусы.

При разработке наклонных и крутых залежей регулирование календарного графика вскрышных работ несколько усложняется, так как необходимо производить усреднение коэффициента вскрыши по отдельным периодам. Методику выравнивания календарного графика вскрышных работ рассмотрим при порядке отработки, показанном на рис. 8.9. Производительность карьера по полезному ископаемому постоянная. В этих условиях график вскрышных работ будет зависеть от угла γ_p наклона рабочего борта, величина которого может находиться в пределах $0 \leq \gamma_p \leq \gamma_{p \max}$. Учитывая это, построим графики функций $V = f(H)$, $V = f(T)$ для послышной отработки ($\gamma_p = 0$) и для отработки с максимальным углом наклона рабочего борта.

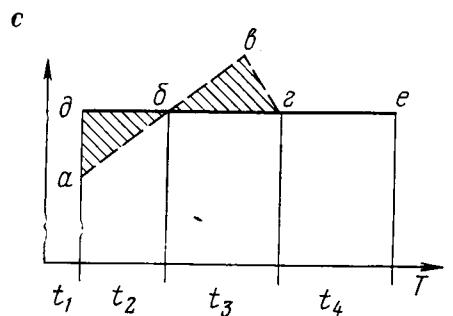
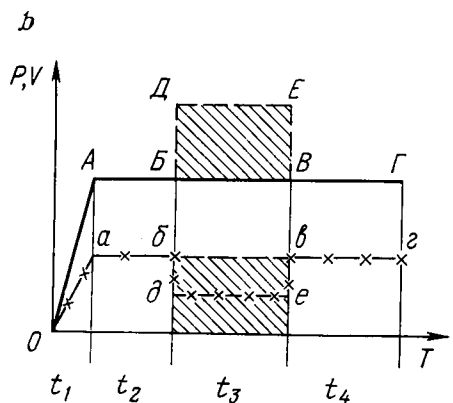
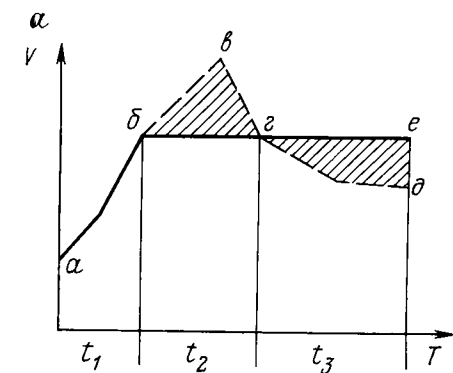


Рис. 8.8. Графические приемы регулирования календарного графика вскрышных работ:

a — путем выемки части вскрыши в более поздние периоды; *b* — путем временного снижения объемов добычных работ; *c* — путем опережающей выемки вскрыши

При постоянной производительности Π_n карьера по полезному ископаемому время отработки горизонта определяется по формуле

$$t_2 - t_1 = \frac{S_r}{A}, \text{ годы,} \quad (8.45)$$

где S_r — запас полезного ископаемого на горизонте, млн. т.

Срок существования карьера находится как сумма периодов отработки всех горизонтов. Как видно из рис. 8.9, подлежащие выемке объемы вскрыши в первый период возрастают, а после достижения горными работами конечных контуров на поверхности (точки *A* и *K*) начинают уменьшаться. Очевидно, что любой график должен огра-

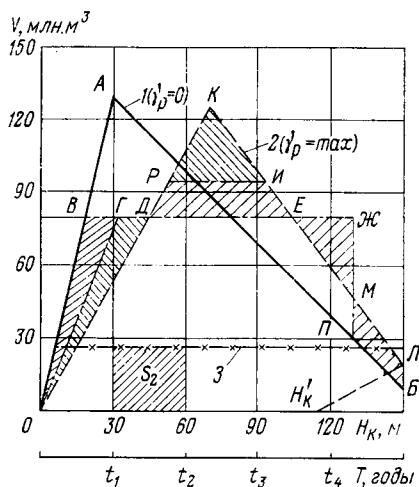


Рис. 8.9. Графический прием выравнивания календарного графика вскрышных работ:

1 — кривая вскрышных работ при угле γ_p наклона рабочего борта карьера равном нулю; 2 — то же, при максимальном значении угла γ_p ; 3 — кривая добычных работ

ничить площадь, равновеликую площади $OABH_K$ или $OKLN_K$, так как контуры карьера не изменяются и объемы вскрыши остаются постоянными. При работе с рабочими площадками мини-

мальной ширины ($\gamma_p = \gamma_{p \max}$) ежегодно вынимаются минимально необходимые объемы вскрыши. Поэтому при выравнивании графика $ОКЛН_k$ (при $\gamma_p = \gamma_{p \max}$) объемы могут быть перенесены только на более ранние периоды, так как перенос их на более поздние периоды означал бы работу карьера с шириной рабочих площадок менее минимальной, что невозможно. Например, часть объемов (площадь $РКИ$) с периода t_3 могут быть перенесены на период t_1 (площадь $ОВГ$), а объемы с периода t_5 (площадь $ПМЛБ$) — на период t_4 (площадь $ЕЖМ$). Вследствие того, что линии $ОК$ и $КЛ$ ограничивают ординаты вскрыши при $\gamma_p = \gamma_{p \max}$, а линии $ОА$ и $АВ$ — при $\gamma_p = 0$, то у выровненного графика восходящая ветвь может располагаться только между линиями $ОА$ и $ОК$, а нисходящая ветвь — выше линии $АВ$, т. е. у выровненного графика линия $ОА$ ограничивает максимально возможные объемы вскрыши до достижения конечных контуров на поверхности, а линия $АВ$ — минимально необходимые объемы после достижения конечных контуров. Фактическая форма выровненного графика определяется по условию равенства объемов переносимой вскрыши. Например, при постоянном объеме вскрышных работ в течение периода $t_1 + t_2 + t_3 + t_4$ (линия $ОВГДЕЖ$) необходимо, чтобы площадь $ОВД$ была равна площади $ДКЕ$, а площадь $ПМЛБ$ — площади $ЕЖМ$. При работе по графику $ОГДРИЕ$ требуется равенство площадей $ОГД$ и $РКИ$. Благодаря ограничениям на расположение восходящих и нисходящих линий графика, а также равенству переносимых объемов достигается соблюдение закономерностей формирования карьера в пространстве.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. Л., ЛГИ, 1973.
2. Байков Б. Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М. Недра, 1977.
3. Вопросы выбора производственной мощности карьера/Н. В. Мельников, К. Е. Виницкий, В. С. Меньшов и др. М., Недра, 1971.
4. Интенсификация горных работ в карьерах/А. И. Арсентьев, А. А. Ещенко, Б. К. Оводенко и др. М., Недра, 1975.
5. Определение главных параметров карьера/А. И. Арсентьев, О. В. Шпанский, Г. Г. Константинов и др. М., Недра, 1976.
6. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учету потерь и разубоживания руды и песков на рудниках и приисках Министерства цветной металлургии СССР. М., Цветметинформация, 1975.
7. Планирование развития горных работ в карьерах/А. И. Арсентьев, Г. А. Советов, В. С. Хохряков и др. М., Недра, 1972.
8. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., Недра 1978.
9. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.
10. Сборник руководящих материалов по охране недр. Госгортехнадзор СССР. М., Недра, 1973.
11. Теория и практика открытых разработок/Н. В. Мельников. Б. А. Симкин, Э. И. Реентович и др. М., Недра, 1973.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ И ГЕНЕРАЛЬНОГО ПЛАНА

§ 1. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ

Горные работы по созданию 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 называются вскрытием. Траншеи, съезды, стволы и другие горные выработки оборудуются средствами транспорта. В комплексе они образуют систему транспортных коммуникаций, которая в каждый момент должна быть безопасной, обеспечивать плановую производительность карьера и быть наиболее экономичной.

Способ вскрытия находится в сложной взаимосвязи с системой разработки и с 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 решается путем количественной и качественной оценки технически возможных вариантов. Предварительно из общей комплексной задачи выделяется и решается ряд частных задач. 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;
- принятые направления и интенсивность развития горных работ;
- принятые параметры элементов системы разработки (высота уступа, ширина рабочей площадки).

Задача усложняется ее динамическим характером (система вскрытия развивается в течение всего периода разработки и обычно подвергается неоднородной реконструкции). При проектировании задачи решаются в следующей последовательности.

1. На основании поперечных и продольных профилей составляется план карьера в конечных или в промежуточных и перспективных контурах. На план наносятся изолинии горизонтов и рельеф местности (рис. 9.1).

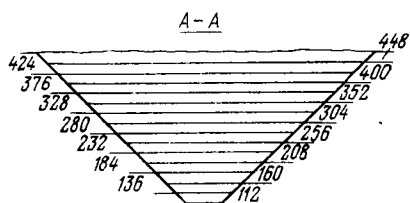
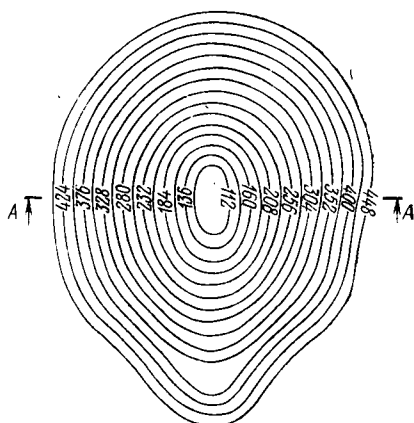


Рис. 9.1. План карьера в изолиниях

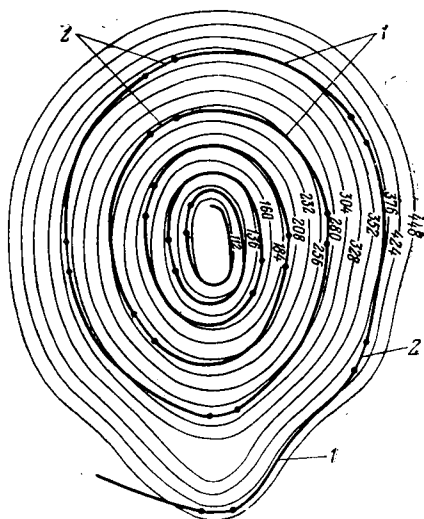


Рис. 9.2. План трассы съезда в карьере:

1 — наклонный участок съезда; 2 — площадка примыкания

2. Определяется рациональное направление развития горных работ и составляются промежуточные планы, характеризующие 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 и ввод трассы в карьер.

4. Определяются параметры трассы: уклон, радиус поворотов, форма примыканий, длина траншей, длина площадок примыкания, длина элементарных участков съездов.

5. Устанавливаются форма трассы, ее стационарность и границы размещения в пределах карьерного поля.*

6. Производится предварительное трассирование для конечных или перспективных контуров (рис. 9.2) и для нескольких промежуточных контуров (в том числе для начального периода развития горных работ).

Если рассматривается несколько вариантов вскрытия, то указанные построения производятся для каждого из них. Затем определяются объекты транспортных работ, строятся календарные графики вскрышных и добычных работ и рассчитываются показатели,

необходимые для технико-экономического сравнения вариантов способа вскрытия и системы грузотранспортных коммуникаций. Для выбранного способа вскрытия производится детальное трассирование траншей и построение планов карьера на момент сдачи его в эксплуатацию, на 1-й, 2-й и последующие годы эксплуатации, а также на конец отработки в конечных и промежуточных кон-турах.

§ 2. 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 пояснительная 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, правил 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 электропередач, 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 карьере ограничивается конечными или перспективными контурами карьера, а также границами санитарной, взрывоопасной, сейсмоопасной и санитарно-защитной зон.

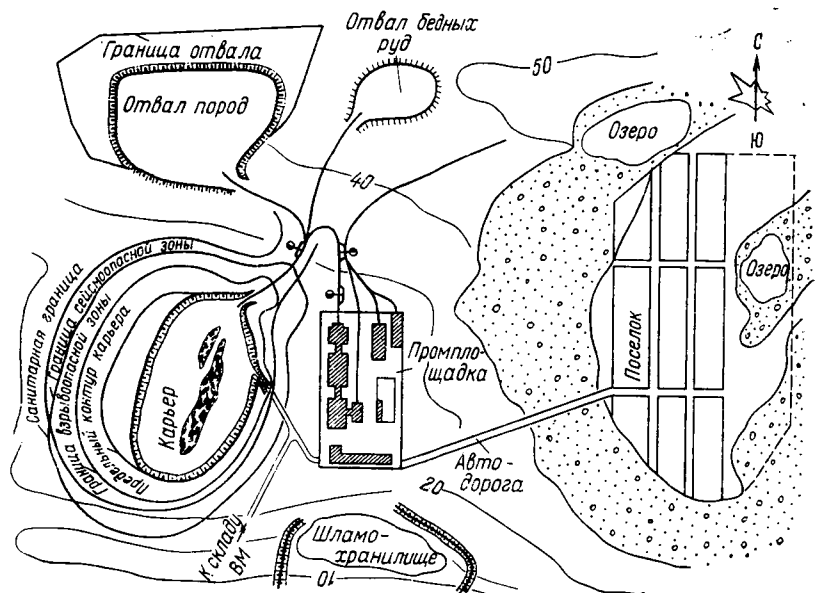


Рис. 9.3. Ситуационный план карьера

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 целесообразно расположение постоянных промышленных объектов (кроме отвалов) и жилых массивов (рис. 9.3).

Границы взрывоопасной зоны определяются по условию действия воздушной волны от взрыва заглубленных зарядов и по разлету осколков породы [2]. 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 [1]

$$r_{\text{в}} = k_{\text{в03}} \sqrt[3]{Q_3}, \text{ м}, \quad (9.1)$$

где Q_3 — масса заряда ВВ, кг; $k_{\text{в03}}$ — коэффициент пропорциональности ($k_{\text{в03}} = 20 \div 50$ при $Q_3 < 20$ т; $k_{\text{в03}} = 200$ при $Q_3 > 20$ 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 [1, 2].

Сейсмически безопасное расстояние определяется по формуле

$$r_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q_{\text{эк}}}, \text{ м}, \quad (9.2)$$

где k_c — коэффициент, учитывающий свойства пород в основании сооружений (для монолитных скальных пород $k_c = 3$, для нарушенных скальных пород $k_c = 5$, для щебня $k_c = 7$, для песчаных пород $k_c = 8$, для глинистых пород $k_c = 9$, для насыпных пород $k_c = 15$); α — коэффициент, зависящий от показателя n_b действия взрыва ($\alpha = 1$ при $n_b = 1$, $\alpha = 0,8$ при $n_b = 2$, $\alpha = 0,7$ при $n_b \geq 3$); $Q_{\text{эк}}$ — эквивалентный заряд, равный суммарной массе зарядов взрываемых скважин, кг.

Окончательно радиус взрывоопасной зоны принимается максимальным из полученных расчетных 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, отработавшими газами работающих машин, пылью, принимается в пределах 500—1000 м.

При длительном стоянии погашенных бортов карьера возможно из сдвигание 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 и др. Ширина зоны прогнозируется и находится в пределах 75—100 м.

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. 9.4). Действие ветра учитывается при определении зоны загрязнения пылью, дымом и газами. Направление действия господствующих ветров отмечается на плане в виде зоны, проходящей

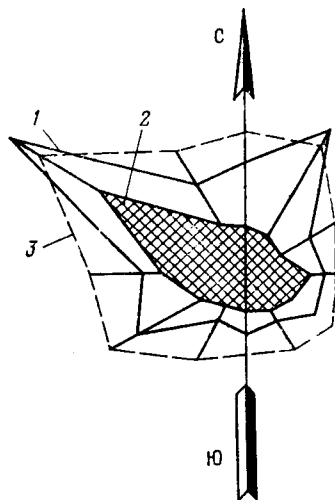


Рис. 9.4. Роза ветров:

1 — линия повторяемости ветров до 1,9 м/с; 2 — линия повторяемости ветров более 10 м/с; 3 — линия средней скорости ветра

через центр источника вредностей. Вокруг этой зоны определяются полоса рассеивания и расстояние полного исчезновения вредной концентрации пыли, дыма, газов.]

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 непахатные 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). Площадь отвалов

$$S_o \approx \frac{V_{\pi} k_p}{1000 n_{\text{я}} h_{\text{я}} \eta}, \text{ м}^2, \quad (9.3)$$

где V_{π} — объем складироваемых пород, м^3 ; k_p — коэффициент, учитывающий остаточное разрыхление пород в отвале (для рыхлых пород $k_p = 1,02 \div 1,05$, для скальных и полускальных пород $k_p = 1,1 \div 1,15$); $\eta = 0,85 \div 0,9$ — коэффициент, учитывающий заполнение площади яруса; $n_{\text{я}}$ — число ярусов; $h_{\text{я}}$ — высота яруса, 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, как правило, технологический комплекс для переработки сырья. Здания и сооружения на промышленной площадке должны, как правило, 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 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 или западных склонах возвышенностей. От промышленной зоны он должен отделяться лесом или лесонасаждениями. Планировка поселка должна органически сочетаться с природными условиями.

Земельный отвод карьера определяется с учетом площадей, занимаемых перечисленными объектами, и может осуществляться 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 зависит 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.

§ 3. 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 вто-

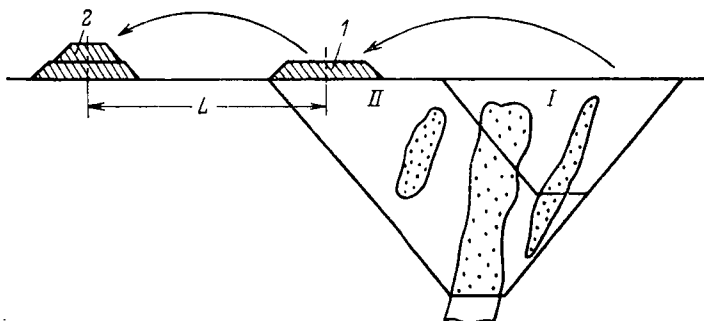


Рис. 9.5. Схема поэтапного размещения отвалов

I, II — соответственно первая и вторая очереди карьера; *1, 2* — соответственно временный и постоянный отвалы

рого этапа (рис. 9.5). При расконсервации бортов первого этапа временные отвалы перемещаются на постоянное место. Это позволяет уменьшить в первые годы расстояние 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

$$\Delta \mathcal{E} = V \Delta L C_{\text{тр}} \gamma, \text{ руб.} \quad (9.4)$$

где V — объем отсыпаемых пород; ΔL — разница в длине транспортирования; $C_{\text{тр}}$ — затраты на 1 т·км; γ — плотность пород.

Через T лет потребуются вновь погрузить, отвезти и уложить тот же объем пород. Сумма дополнительных затрат, приведенных к моменту отсыпки временных отвалов,

$$\mathcal{E}_{\text{доп}} = \mathcal{E}'_s + \mathcal{E}'_{\text{тр}} + \mathcal{E}'_o \approx V (C_s + \Delta L C'_{\text{тр}} \gamma + C_o) \frac{1}{(1 + E)^T}, \text{ руб.} \quad (9.5)$$

где $\mathcal{E}'_s$, $\mathcal{E}'_{\text{тр}}$, $\mathcal{E}'_o$ — соответственно приведенные затраты на погрузку, транспортирование и отвалообразование; C_s , $C'_{\text{тр}}$, C_o — удельные затраты на погрузку, транспортирование и отвалообразование пород.

Местоположение отвалов определяется из условия

$$\Delta L C_{\text{тр}} \gamma = \frac{C_s + \Delta L C'_{\text{тр}} \gamma + C_o}{(1 + E)^T}. \quad (9.6)$$

Если принять $C_{\text{тр}} \approx C'_{\text{тр}}$, то из выражения (9.6) получим

$$\Delta L = \frac{C_s + C_o}{C_{\text{тр}} \gamma [(1 + E)^T - 1]}, \text{ км.} \quad (9.7)$$

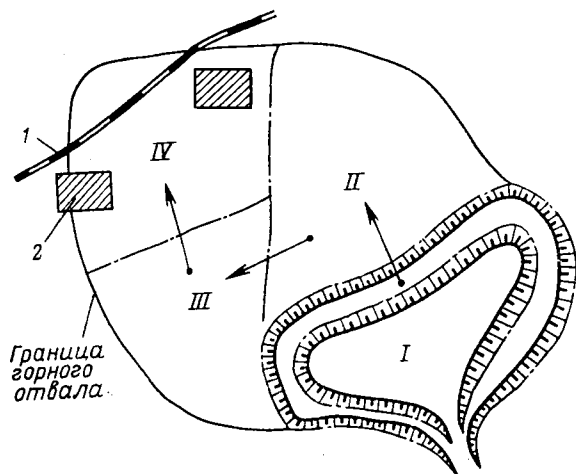


Рис. 9.6. Схема поэтапного развития постоянных отвалов:
I, II, III, IV — этапы отвала; 1 — железнодорожный путь;
2 — здание

Чем больше значение T , тем при меньшем значении ΔL будет достигаться экономический эффект, а при большей разнице в расстоянии транспортирования он будет иметь большее значение.

Пример. При $C_s = 8$ коп/м³, $C_o = 2$ 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. 9.6). На первом этапе породы складываются в несколько ярусов с отсыпкой пород на предельную расчетную 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:

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 отвалов пропорционален объему складировемых пород и тем выше, чем больше высота отвалов и число этапов.

4. 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 факторов.

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 объектов, 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), предназначенные 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, горюче-смазочных материалов; депо, железнодорожные пути, станционные здания, экипировочные устройства, гаражи, автодороги, пункты заправки горюче-смазочными 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 кор-

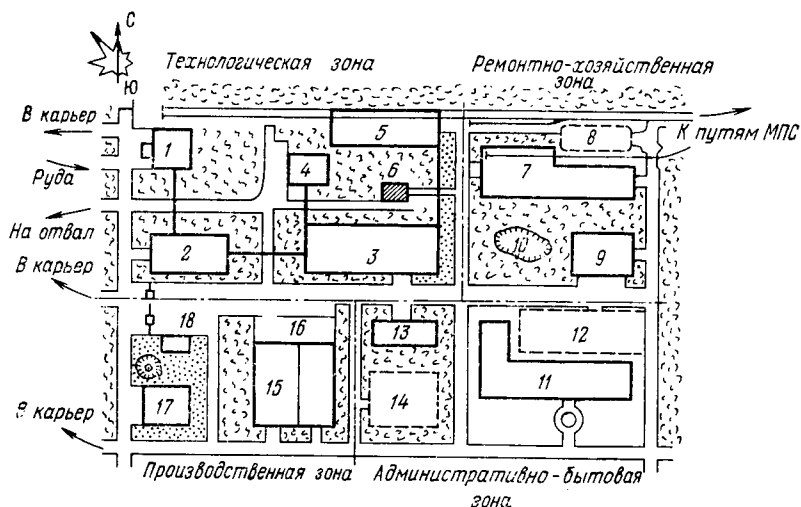


Рис. 9.7. Схема расположения зданий и сооружений на промплощадке:

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 — административно-бытовой комбинат; 12 — стоянка автомашин; 13 — материальный склад; 14 — спортивный комплекс; 15 — гараж большегрузных машин; 16 — стоянка автомашин; 17 — пожарное депо; 18 — склад горюче-смазочных материалов

пусов 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 рассредоточиваться 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. 9.7).

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 в 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 в табл. 9.1.

В районах северных и средних широт продольные оси зданий и световые фонари промышленных корпусов ориентируют под углом $45-110^\circ$ к меридиану (для лучшей освещенности рабочих мест). Для защиты территории площадки от снежных заносов высокие и длинные здания располагают с 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 асфальтобетонным и цементобетонным покрытиями.

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). За-

Т а б л и ц а 9.1

Степень огнестойкости зданий	Расстояния между зданиями, м		
	Степень огнестойкости зданий		
	I и II	III	IV и V
I и II	Не нормируется	9	12
III	9	12	15
IV и V	12	15	18

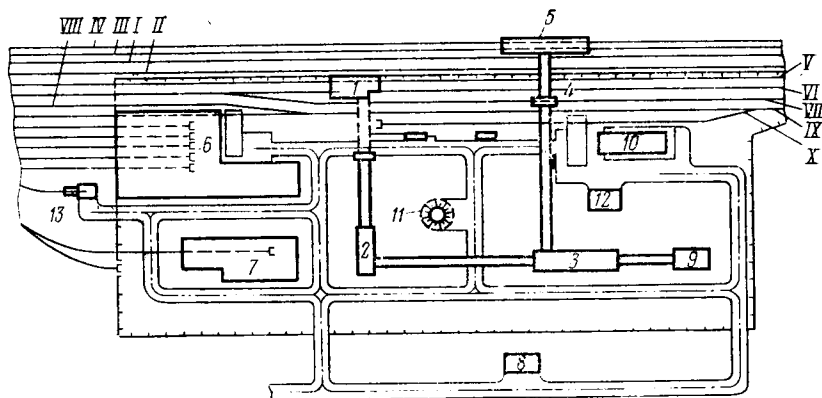


Рис. 9.8. Типовая схема компоновки промплощадки угольного карьера с годовой производительностью 1—6 млн. т:

1 — приемная яма для угля с дроблением; 2 — корпус вторичного дробления; 3 — корпус механизированной породоборки; 4 — пункт погрузки породы; 5 — корпус безбункерной погрузки угля; 6 — депо; 7 — механическая мастерская; 8 — контора; 9 — котельная; 10 — материальный склад; 11 — резервуар; 12 — склад горючих материалов; 13 — пункт ремонта контактной сети; I — приемо-отправочный путь на станцию МПС; II — то же, в карьер; III, IV — погрузочные пути; V, VI — разгрузочные пути; VII — породный путь; VIII — обгонный путь; IX — транзитный путь; X — складской путь

предназначается размещение подземных сетей под проезжей частью дорог. Расстояние от зданий до водопроводов и канализации принимается более 5 м, до теплоцентралей — 2 м, до 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 емкостью 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 менее 5 м) перед зданиями управления, лабораторий, столовых, здравпункта, производственных и вспомогательных служб. Площадь озеленения промплощадки должна быть не менее 15% общей ее площади (кроме районов крайних 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

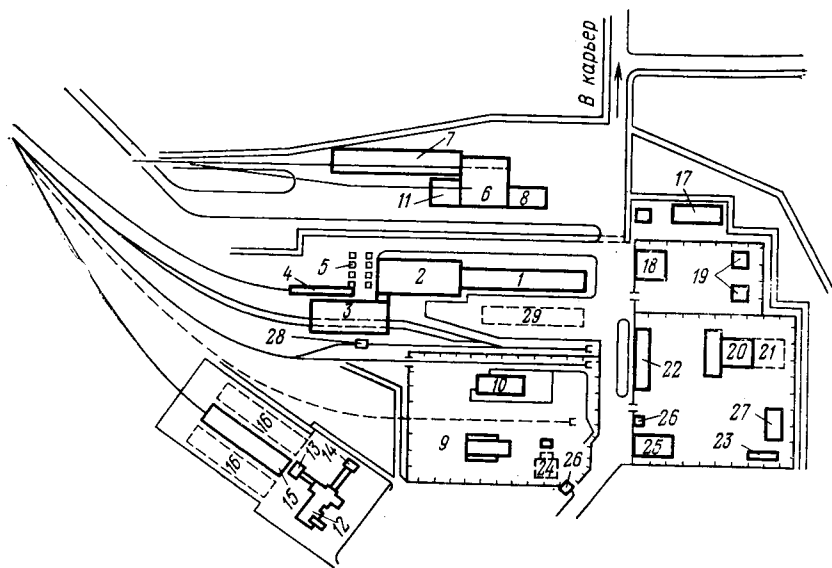


Рис. 9.9. Типовая схема компоновки промплощадки мощного рудного карьера:

1 — административно-бытовой комбинат; 2 — ремонтно-механическая мастерская; 3 — депо; 4 — склад песка и пескосушилка; 5 — эстакада для разгрузки песка; 6 — рельсово-монтажный цех; 7 — открытый склад рельсов и шпал; 8 — служебное помещение; 9 — склад нефтепродуктов в таре; 10 — материальный склад; 11 — пункт ремонта контактной сети; 12 — котельная; 13 — приемный бункер для угля; 14 — бункер зооудаления; 15 — эстакада для разгрузки угля; 16 — площадка для складирования угля; 17 — кернохранилище; 18 — столовая; 19 — вспомогательные помещения; 20 — гараж; 21 — площадка для расширения гаража; 22 — стоянка автомашин; 23 — мойка машин; 24 — бензозаправочный пункт; 25 — пожарное депо; 26 — проходная будка; 27 — стоянка автоприцепов; 28 — бункер для заправки электровозов песком; 29 — площадь для расширения административно-бытового комбината

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. 9.8 и 9.9). При привязке к конкретным условиям компоновка типовых схем может видоизменяться.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.* М., Недра, 1972.
2. *Единые правила безопасности при взрывных работах.* М., Недра, 1976.
3. *Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки* (утверждены Министерством черной металлургии СССР 31 марта 1976 г.). Л., Гипроруда, 1977.
4. *Правила технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом.* М., Недра, 1972.
5. *Щелканов В. А.* Комбинированная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1974.
6. *Юматов Б. П., Бунин Ж. В.* Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1978.

ВЫБОР ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

§ 1. ТРЕБОВАНИЯ К ПРОЕКТИРОВАНИЮ СТРУКТУРЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

На современных карьерах применяются различные типы горных и транспортных машин. Так, для подготовки горных пород к выемке используют тракторные рыхлители, буровые станки вращательного, ударно-вращательного, шарошечного, огневого действия. Создаются станки на основе физико-химического способа разрушения пород. Для выемки пород используют цепные и роторные многоковшовые экскаваторы производительностью до 10 000 м³/ч, драглайны и мехлопаты с ковшом емкостью до 100 м³ и более, ковшовые погрузчики, шнеко-буровые машины, скреперы, бульдозеры. Вывозка горной массы осуществляется конвейерным, автомобильным, железнодорожным и комбинированным транспортом. Эти горные машины специализируются, как правило, на выполнении одной операции. Комплекс машин со взаимно сочетающимися параметрами и производительностью, обеспечивающий полный цикл разработки, образует структуру комплексной механизации. Например, типичной структурой механизации вскрышных работ является комплекс буровых станков СБШ-250, экскаваторов ЭКГ-8И, автосамосвалов БелАЗ-548, бульдозеров ДЭТ-250.

Каждая структура механизации характеризуется определенными свойствами и показателями работы. Замена типа машин даже одного звена изменяет возможности и показатели всей структуры. Если в приведенном выше примере вместо автомобильного транспорта в структуру включить железнодорожный транспорт, то комплекс машин обеспечит меньшие скорости углубки карьера и продвижения фронта горных работ. При этом изменятся способ вскрытия, объемы капитальных работ и технико-экономические показатели разработки.

Многообразие типов машин предопределяет множество структур и многовариантность задач проектирования механизации карьера.

С целью упорядочения проектирования, уменьшения числа анализируемых в проекте вариантов структуры комплексной механизации классифицированы на шесть классов [3, 6]. Положив в основу фактор наличия или отсутствия того или иного основного технологического процесса разработки, можно выделить четыре

класса и в каждом из них два подкласса структур. Обязательным во всех структурах является процесс выемки пород из массива. Подготовка пород к выемке, процесс перемещения пород и процесс отвалообразования могут быть или отсутствовать.

В структурах I класса (выемочно-разгрузочных) процессы выемки и перемещения пород осуществляются одной выемочной машиной. К этому классу относятся породные комплексы на базе применения скреперов, бульдозеров, ковшовых погрузчиков и экскаваторов, работающих по простой бестранспортной схеме (табл. 10.1).

Структуры II класса (выемочно-отвальные) включают две машины — для выемки и складирования пород. Они же выполняют процесс перемещения пород. Например, такой комплекс может

Т а б л и ц а 10.1

Класс структур	Тип оборудования			
	Процессы			
	Подготовка пород	Выемка пород	Транспортирование	Отвалообразование
I	Механические рыхлители, буровые станки	Скреперы, бульдозеры, ковшовые погрузчики, драглайны, вскрышные мехлопаты	Нет	Нет
II	Буровые станки	Драглайны, вскрышные мехлопаты, роторные экскаваторы	Нет	Драглайны, отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты
III		Мехлопаты, ковшовые погрузчики, роторные экскаваторы	Автосамосвалы, железнодорожные составы, конвейеры, железнодорожные составы	Нет
IV		Мехлопаты, ковшовые погрузчики, роторные экскаваторы	Автосамосвалы, железнодорожные составы, конвейеры	Бульдозеры, мехлопаты, драглайны, отвальные плуги, гидравлические установки, отвалообразователи

включать роторные экскаваторы и консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты, драглайны при усложненной бестранспортной системе разработки.

Выемочно-транспортно-разгрузочный комплекс (III класс) включает машины для выемки и внешнего транспортирования пород (специальные отвальные или разгрузочные машины и устройства в технологический комплекс могут и не включаться). Комплекс применяется для механизации разработки угля, руд, строительных материалов, вывозимых потребителю или на обогатительные фабрики без промежуточного усреднения на складах и в бункерах.

Выемочно-транспортно-отвальный комплекс (IV класс) обязательно включает звено отвалообразования (складирования) пород. Выемка пород может осуществляться без предварительной подготовки и с предварительной подготовкой.

Комплектование структур ведется на принципах поточности, совмещения основных операций и сокращения числа вспомогательных операций. Идеален случай, когда все процессы разработки пород осуществляются одной машиной.

Проектирование механизации процессов должно осуществляться на основе общих требований комплексной механизации, ее экономичности, безопасности и комфортности труда, совместимости машин с горнотехническими условиями карьера. Принятие в проекте комплексно механизированных структур, когда все операции механизированы и ручной труд исключен, способствует повышению производительности труда, создает благоприятные социальные условия горного производства и способствует улучшению его экономики.

Структуры комплексной механизации должны удовлетворять следующим требованиям:

- машины какого-либо звена структуры должны обеспечивать оптимальность протекания всех процессов;

- структуры по возможности необходимо формировать из машин с одним принципом действия, что очень важно при использовании машин непрерывного действия;

- производительность машин смежных процессов должна быть одинаковой;

- число звеньев структуры должно быть минимальным, что повышает надежность механизированных комплексов;

- структура должна соответствовать принятому в проекте способу вскрытия и обеспечивать требуемые технические показатели разработки (объемы выемки вскрыши и полезного ископаемого, скорости углубки карьера и подвигания фронта горных работ, показатели усреднения и селекции и др.).

Структура комплексной механизации и обуславливаемая ею технология горных работ должна оказывать минимальное отрицательное воздействие на окружающую среду.

§ 2. ПОРЯДОК ПРОЕКТИРОВАНИЯ СТРУКТУРЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

Для вновь проектируемых карьеров задача проектирования структуры комплексной механизации заключается в комплексном выборе типов основных и вспомогательных машин, в расчете производительности оборудования и числа его единиц. На действующих карьерах проектируется реконструкция механизации одного из процессов. Задача в этом случае состоит в оптимизации типов и параметров оборудования этого процесса в увязке их с параметрами оборудования других процессов.

Структуру комплексной механизации выбирают после оконтуривания карьера, принятия способа выемки полезного ископаемого, геометрического анализа объемов вскрышных и добычных работ предварительного определения способа вскрытия. Однако решения по перечисленным задачам принимаются в теснейшей увязке с механизацией разработки. Так, вид и параметры транспорта учитываются при проектировании контуров карьера, системы разработки, производительности предприятия. Механизация буровых и экскаваторных работ оказывает влияние на способ выемки полезного ископаемого и параметры системы разработки.

Исходными при проектировании структуры комплексной механизации являются следующие факторы:

природные — геологические и гидрологические условия месторождения, физико-механические свойства пород (буримость, взрываемость, экскавируемость и др.), климатические условия района, рельеф поверхности карьерного поля, вид и назначение полезного ископаемого, его запасы;

технологические и технические — запроектированные ранее производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше, интенсивность разработки, глубина карьера и срок его службы, расстояние до отвалов и обогатительной фабрики, предполагаемые способ вскрытия и система разработки и др.;

организационные — наличие трудовых и энергетических ресурсов, сроки поставки и монтажа оборудования, сроки строительства карьера и создания жилищной и культурно-бытовой баз, сроки строительства транспортных и энергетических систем;

экономические — намечаемый уровень производительности труда и себестоимости полезного ископаемого, затраты на 1 м³ вскрыши и рентабельность, допускаемые капитальные затраты и условия их амортизации и др.

Методика проектирования структуры комплексной механизации предусматривает технический анализ, в процессе которого отбираются варианты оборудования, и технико-экономическую оценку вариантов. Проектирование ведется в несколько этапов.

На первом этапе анализируются исходные для проектирования данные и выявляются главные факторы, определяющие выбор структуры комплексной механизации.

На втором этапе разрабатываются основные требования к структуре комплексной механизации. Устанавливается требуемый уровень производительности труда, себестоимости полезного ископаемого, удельных капитальных затрат.

Ожидаемый уровень технико-экономических показателей проектируемого карьера должен быть, как правило, выше, чем на существующих аналогичных предприятиях.

На третьем этапе выбираются варианты структуры. При небольших масштабах горных работ и четко выраженных горнотехнических условиях на этой стадии принимается один окончательный вариант структуры.

На завершающем этапе производится технико-экономическая оценка вариантов, выбор рациональных типов оборудования, определение парка машин и расчет показателей структуры. Критерием при оценке вариантов, как правило, является минимум приведенных затрат.

С целью повышения надежности проектных решений в проектах принимается преимущественно выпускаемое серийное оборудование.

§ 3. ВЫБОР ТИПА ОСНОВНОГО ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Класс структуры комплексной механизации определяется видом разрабатываемой горной массы и геологическими условиями залегания месторождения. Структура комплексной механизации добычных и вскрышных работ может быть однотипной или различной.

Разработка полезного ископаемого производится по схемам, обязательно содержащим звено транспортирования (либо выемочно-транспортным комплексом, либо выемочно-транспортно-отвальным комплексом).

При разработке наклонных и крутых месторождений используются структуры только III и IV классов. На горизонтальных и пологих месторождениях используются структуры всех четырех классов. При этом решающее значение имеет мощность вскрышных пород и местоположение (в выработанном пространстве или на поверхности).

При выборе типа машин основных производственных процессов руководствуются следующими положениями. Механическое рыхление предпочтительно при выемке пород скреперами, бульдозерами, одноковшовыми погрузчиками и экскаваторами с ковшом емкостью до 2,5—3 м³. Оно экономично на карьерах небольшой производительности (до 5—7 млн. т в год), при разработке угля (с прослойками), фосфоритов, сланцев, песчаников, известняков, трещиноватых и полуразрушенных скальных пород с коэффициентом трудности разработки $P_{тр} < 9$ [3]. В остальных случаях применяется взрывное рыхление. В породах I класса по буримости, I и II классов по взрываемости целесообразно применять шнековое

бурение, в остальных случаях — шарошечное, пневмоударное и термическое бурение. При пневмоударном бурении диаметр скважин не превышает 200 мм, поэтому его следует применять в высокоабразивных и исключительно труднобуримых породах. В связи с небольшой производительностью станков пневмоударного бурения (10—30 м/смену) их рекомендуется применять на карьерах с годовым объемом работ до 4—6 млн. м³. Огневое бурение эффективно в труднобуримых породах с показателем буримости $P_6 = 16 \div 25$. В породах с $P_6 = 6 \div 16$ широко применяется шарошечное бурение.

Колесные скреперы используются для выемки пород при расстоянии перемещения пород до 1—1,5 км. Для бульдозеров это расстояние не должно превышать 0,1—0,2 км. Одноковшовые погрузчики грузоподъемностью до 16 т целесообразно использовать на карьерах с годовой производительностью 1—5 млн. т при расстояниях перемещения до 1,2—1,4 км.

Крупные драглайны используются для разработки рыхлых и реже полускальных пород, а роторные экскаваторы — для разработки пород с сопротивлением копанию до 2—2,2 МПа. Мехлопаты применяют во всех породах в сочетании с транспортом циклического действия и с конвейерным транспортом.

Способ транспортирования в структурах III и IV классов выбирают в увязке с глубиной и производительностью карьера, с параметрами месторождения, с предполагаемым порядком развития горных работ и др. Выбор вида транспорта является самостоятельной задачей проектирования.

Способ отвалообразования определяется видом транспорта. При автотранспорте применяется бульдозерное отвалообразование, при железнодорожном транспорте — экскаваторное, плужное и бульдозерное (при рыхлых и мелкозсорванных породах). При конвейерном транспорте для отвалообразования используются консольные ленточные отвалообразователи.

Технологические процессы подготовки, выемки, транспортирования и складирования пород находятся в тесной организационной и параметрической взаимосвязи. Поэтому обоснование типов оборудования ведут комплексно, подбирая такое сочетание буровых, погрузочных, транспортных и отвальных машин, которое обеспечивает максимальную производительность ведущей машины (экскаватора), максимальные загрузку и использование рабочих параметров машин смежных процессов и минимальные затраты на разработку.

На выбор типов машин решающее влияние оказывают масштабы горных работ, глубина карьера, высота уступов, способ выемки пород и др. Существует тенденция: чем мощнее и глубже карьер, тем крупнее и производительнее должно быть оборудование. При селективной выемке пород используется менее крупное оборудование, чем при валовой выемке. При проектировании в первую очередь выбирается тип выемочно-погрузочной машины. Тип скрепе-

Таблица 10.2

Годовая произво- дитель- ность карьера, млн. т	Мощность насосов, м	Мощность залежи, м	Рекомендуемое оборудование		Годовая производи- тельность комплекса, млн. т
			Экскаваторы	Буровые станки	
2—6	До 5—7	До 3	ЭКГ-4У	СБР-125 СБШ-200	2—2,2
	До 10—12	До 5	ЭКГ-6,3У ЭШ-6/45	СБР-125 СБШ-200	2,5—2,9 1,5—1,9
	До 15—18	До 10	ЭШ-10/70	СБР-160 СБШ-200	3—3,5
5—15	До 15—18	До 15	ЭШ-13/50	СБР-200 СБШ-250	5—5,7
	До 25—30	До 20	ЭВГ-35/65	СБР-250 СБШ-320	12—13
			ЭШ-15/90	СБР-200 СБШ-250	5,5—8
13—25	До 27—35	До 20—22	ЭВГ-100/70 ЭШ-25/100	СБР-250 СБШ-320	18—21 8—10
20—70	До 25—30	До 20	ЭВГ-100/70	СБР-250 СБШ-320	18—21
	До 35—40	До 22—25	ЭШ-80/125	СБШ-320	18—25

Таблица 10.3

Мощ- ность насосов, м	Мощ- ность залежи, м	Годовой объем работ, млн. м³	Рекомендуемые экскаваторы			
			выемочные	отвалыные	выемочные	отвалыные
До 10—12 До 15—25	До 4—6	1—2 2,5—3	ЭШ-6/45, ЭШ-13/50 ЭШ-10/70, ЭВГ-35/65	ЭШ-6/45 ЭШ-6/45, ЭШ-10/70	ЭР-1250	ОШ-1500/105
До 40—50	До 10—15	4—7 6—10 12—15	ЭВГ-35/65, ЭШ-15/90 ЭШ-25/100 ЭВГ-100/70 ЭШ-80/100	ЭШ-10/70, ЭШ-15/90 ЭШ-15/90 ЭШ-40/80	ЭРГ-1600 ЭРШР-1600	ОШ-4500/90 ОШР-5000/95
До 60—80	До 20—25	30—50	—	—	ЭРШР-1600 ЭРШР-2500	ОШР-5000/190

ров, бульдозеров и ковшовых погрузчиков определяется в основном производительностью карьера и расстоянием перемещения пород. Емкость ковша экскаваторов и их тип при транспортных схемах разработки зависят от производительности карьера, грузоподъемности автосамосвалов и железнодорожных составов. В зависимости от типа экскаваторов выбирается тип буровых станков. Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы и более широкий ее развал, должны соответствовать буровые станки для бурения скважин повышенного диаметра. Тип навесного рыхлителя и базового трактора зависит от плотности разрабатываемых пород. Оптимальные сочетания типов экскаваторов и буровых станков для бестранспортных и транспортных схем приведены в табл. 10.2, 10.3 и 10.4.

Т а б л и ц а 10.4

Категория пород	Годовой объем работ, млн. м ³	Рекомендуемые			Годовая производительность, млн. м ³	
		экскаваторы с ковшом емкостью, м ³	погрузчики с ковшом емкостью, м ³	буровые станки	экскаватора	бурового станка
II и III (по трудности разработки)	До 1,5—2	3	4—8	СБР-125	0,6—0,7	0,7—0,8
	2—5	4—6	8—16	СБР-160	0,9—1,1	1,1—1,2
I (по буримости), I и II (по взрываемости)	5—15	8—12	—	СБР-200	1,5—2,2	1,2—1,6
	20 и более	20	—	СБР-250	3—3,5	1,6—2,0
IV (по трудности разработки)	До 1,5	3	4—8	2СБШ-200	0,5—0,6	0,8—0,9
	2—5	4—5	8—16	2СБШ-200	0,6—0,8	0,9—1,2
III—IV (по буримости и взрываемости)	5—15	8—12	—	СБШ-250МН	1,2—2,0	1,2—1,4
	20 и более	20	—	СБШ-320	2,4—2,8	1,6—2,8
V (по трудности разработки)	До 1,5	2—3	4—8	СБУ-125	0,3—0,5	0,2—0,25
V (по буримости)	2—5	4—6	8—16	СБУ-160	0,5—0,7	0,25—0,35

П р и м е ч а н и е. Категория пород дана по классификации В. В. Ржевского.

Т а б л и ц а 10.5

Годовой грузооборот, млн. т	Расстояние транспортирования, км	Глубина карьера, м	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвалов, т
До 2—5	До 1,5—2,0	До 50—80	2—3	10—18
До 10—12	До 2,5—3	До 100—120	4—5	27—30
До 18—20	До 3—3,5	До 120—150	6—8	40—65
До 30—40	До 4,5—5	До 150—200	8—12	80—120
Более 30—40	До 7—8	До 250—300	12—20	150—180 и более

Т а б л и ц а 10.6

Годовой грузооборот, млн. т	Расстояние транспортирования, км	Глубина карьера, м	Емкость ковша экскаватора, м ³	Рекомендуемые			
				параметры транспорта			оборудование
				Полезная масса поезда, т	Сцепной вес локомотива, кН	Руководящий уклон, ‰	
До 20—30	До 8—10	До 150—200	4—8	500—700	1200—1500	35—40	Локомотив Думпкары
							EL-1 EL-2 26E BC-105 BC-82
До 40—50	12—14 и более	До 200—250	8—12	800—1000	2000—3600	40—60	EL-1 EL-2 ПЭ-2М ПЭ-3Г ОПЭ-2 BC-105 BC-180
Более 40—50	16—20 и более	До 300—350	12—20	1000—1200	3600—4000	55—60	ПЭ-2М ПЭ-3Г ОПЭ-2 EL-10 BC-105 BC-180

Технологические параметры транспорта и тип транспортных машин увязываются с производительностью экскаваторов, с емкостью их ковша существенно зависят от грузооборота, глубины карьера, расстояния транспортирования. Рациональные параметры автомобильного и железнодорожного транспорта приведены в табл. 10.5, 10.6.

В условиях любого карьера возможно рациональное сочетание оборудования, которое определяется путем непосредственного сравнения вариантов.

§ 4. ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОГО ВИДА ТРАНСПОРТА

Рациональный вид транспорта и границы его применения в карьере определяются условиями разработки. В карьерах могут использоваться одновременно или последовательно несколько видов транспорта. Например, на Коркинском угольном карьере уголь выдается на поверхность ленточными конвейерами, а порода — железнодорожными составами. На Баженовских асбестовых карьерах применяется автомобильно-железнодорожный транспорт. Последовательное применение двух и более видов транспорта имеет место в глубоких карьерах, на которых реконструкция производится через 10—15 лет. Каждая зона мощностью 150—200 м по глубине разрабатывается отдельным видом транспорта. Транспорт оказывает наибольшее влияние на параметры карьера, технологию и организацию горных работ. От вида транспорта зависят способ вскрытия и параметры вскрывающих выработок (табл. 10.7). Вид транспорта предопределяет возможные направления развития горных работ и оказывает влияние на ширину рабочей площадки, длину экскаваторного блока, конструкцию и угол наклона рабочего и нерабочего бортов карьера, скорость углубки и скорость подвигания фронта горных работ, уровень управляемости усреднением руд при селективной их выемке, производительность экскаваторов, процесс отвалообразования. Вид транспорта определяет режим и календарный график горных работ (особенно при разработке наклонных и крутых месторождений).

На выбор рационального вида транспорта оказывают влияние множество таких факторов, как условия залегания месторождения, запасы, физико-механические свойства пород, климатические условия, параметры карьера, масштабы работ и др. При разработке горизонтальных и пологих месторождений основными факторами влияющими на выбор вида транспорта, являются расстояние транспортирования и производительность карьера. На наклонных и крутых месторождениях выбор вида транспорта зависит от распределения во времени объемов вскрыши и полезного ископаемого, глубины карьера, годового грузооборота, расстояния транспортирования. Задача выбора рационального вида транспорта решается путем непосредственного сравнения вариантов. Порядок решения задачи следующий.

1. Путем анализа условий применения различных видов транспорта (табл. 10.8) намечают возможные варианты.

2. Для каждого варианта определяют рациональные способ вскрытия и систему разработки. Строят план карьера на конец разработки, вычисляют объемы вскрыши и полезного ископаемого в контурах карьера.

3. Выполняют геометрический анализ карьера и строят календарные графики горных работ.

4. Устанавливают критерий оптимальности. Если в результате геометрического анализа будет установлено, что варианты транспорта характеризуются одновременностью вскрышных и добычных работ или неодинаковым качеством поступающего из карьера полезного ископаемого, то их сравнивают по величине приведенной прибыли за срок, на который проектируется работа транспорта. При равноценности режима добычных работ лучшему варианту соответствует минимум общих приведенных к одному моменту оценки затрат на разработку. При эквивалентности режимов горных работ, но различии капитальных и эксплуатационных затрат

Т а б л и ц а 10.7

Показатели	Транспорт		
	Автомобильный	Железнодорожный	Конвейерный
Вид капитальных траншей	Спиральные и петлевые наклонные, комбинированные	Тупиковые, спиральные и петлевые наклонные, комбинированные	Простые крутые
Уклон капитальных траншей, ‰	70—120	30—60	16—45°
Часовая провозная способность траншей, тыс. т	До 4—6	До 5—12	До 15—25
Угол погашения борта карьера, градусы	До 42—44	До 38—40	До 42—45
Ширина рабочей площадки, м	40—60	35—120	40—150
Длина экскаваторного блока, м	100—400	300—1000	500—2000
Угол наклона рабочего борта, градусы	12—30	10—20	8—18
Годовая скорость углубки, м	15—55	8—15	10—25
Годовая скорость подвигания фронта, м	90—100	60—100	До 200—300
Способ отвалообразования пород	Бульдозерный	Экскаваторный, плужный, бульдозерный, гидравлический	С использованием консольных ленточных отвалообразователей
Коэффициент использования экскаваторов во времени	0,65—0,75	0,45—0,6	0,7—0,8

Транспорт

Факторы и показатели	Транспорт					
	Автомобильный	Железнодорожный	Конвейерный	Гидравлический	Автомобильно-железнодорожный	Автомобильно-скиповый
Породы	Любые	Рыхлые и полускальные	Рыхлые	Рыхлые	Любые	Любые
Несущая способность	Высокая	Высокая и средняя	Любая	Любая	Высокая	Высокая
Рельеф поверхности	Любой	Ровный	Ровный	Любой	Ровный	Любой
Глубина карьера, м	До 200—250	До 150—300	Более 100	До 100—120	Более 120—150	Более 150—180
Размеры карьера в плане, км	Небольшие	Большие	Вытянутые	Любые	Любые	Небольшие
Число рабочих уступов	Любое	Любое	1—3	1—2	Любое	До 5—6
Расстояние транспортирования, км	До 4—5	Более 3—4	До 6—10	До 10—15	Более 5—7	—
Годовая производительность карьера, млн. т	До 40—50	Более 10—15	20—40 и более	До 20—25	Лучше 10—60	До 15—20
Годовая скорость понижения горных работ, м	До 40—50	До 12—15	До 20—25	До 10—12	До 15—20	До 15—20
Срок существования карьера с данным видом транспорта, годы	5—10 и более	Более 15—20	Более 15—20	5—10 и более	Более 10—15	Более 7—12
Погрузочное оборудование	Мехлопаты, ковшовые погрузчики	Мехлопаты, режущие экскаваторы	Роторные экскаваторы, режущие мехлопаты	—	Мехлопаты, ковшовые погрузчики	Мехлопаты, ковшовые погрузчики
Способ выемки полезного ископаемого	Любой	Валовый	Валовый	Валовый	Валовый	Любой

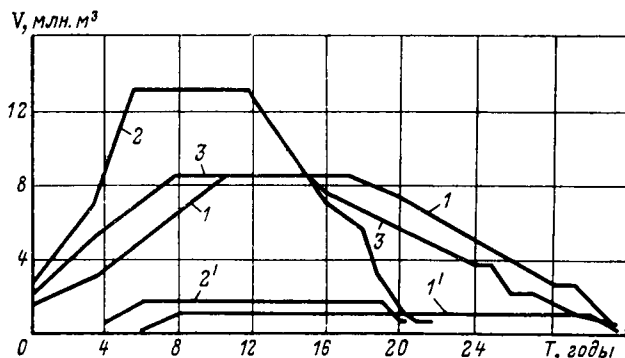


Рис. 10.1. Календарный график объемов вскрышных и добычных работ:

1, 1' — соответственно для вскрышных и добычных работ при годовой добыче руды 3,5 млн. т и использовании автотранспорта; 2 и 2' — то же, при годовой добыче руды 5,4 млн. т; 3 и 3' — то же, при годовой добыче руды 3,5 млн. т и использовании железнодорожного транспорта

критерием служит сумма общих приведенных затрат на экскавацию, транспорт и отвалообразование. При одинаковых режимах и технологии горных работ, сравнительном постоянстве эксплуатационных затрат и одновременности капитальных затрат варианты сопоставляются по приведенным затратам на расчетный год.

5. Определяют технические показатели вариантов, оптимальные параметры транспорта, обосновывают исходные экономические показатели, устанавливают критерий оценки.

6. Выбирают лучший вариант транспорта.

Методика выбора рационального вида транспорта базируется на следующих принципах:

задача выбора транспорта рассматривается в единой связи с проектированием контуров карьера, его способа вскрытия, системы разработки, производительности и структуры механизации;

при проектировании параметры карьера (глубина, размеры в плане и др.) и транспорта (расстояние транспортирования, грузооборот) рассматриваются как динамически развивающиеся;

экономическая оценка транспорта производится, как правило, по интегральным показателям за 10—15-летний период.

Учет фактора времени и комплексная оценка транспорта позволяют выбрать оптимальный вариант с точки зрения использования материальных и трудовых ресурсов.

Пример. Карьер № 1 запроектирован на глубину 250 м. Угол наклона залежи 60° , запасы руды 25,5 млн. м³. На карьере возможно применение автомобильного и железнодорожного транспорта. Объем вскрыши в контурах карьера при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта равен 174 и 185 млн. м³ соответственно. Годовая производительность карьера по руде,

3,5 млн. т. Однако при использовании автотранспорта она может быть увеличена до 5,4 млн. т за счет увеличения годовой скорости углубки до 12 м (при железнодорожном транспорте такая скорость не может быть достигнута). При автотранспорте карьер вскрывается скользящими съездами, а при железнодорожном транс-

Т а б л и ц а 10.9

Показатели	Автотранспорт	Железнодорожный транспорт
Себестоимость 1 т руды, коп	55	40
Затраты на 1 м ³ вскрыши, коп	60	68
Удельные капитальные затраты на строительство и развитие мощности, коп/т	85	145
То же, на поддержание производства, коп/т	6	3,5
Затраты на перевозку 1 т руды при глубине карьера 100 м, коп.	11,9	5,8
То же, при глубине карьера 250 м, коп.	37,7	12,2
Затраты на перевозку 1 м ³ вскрыши при глубине карьера 100 м, коп	14,7	6,1
То же, при глубине карьера 250 м, коп.	28,3	12,4

Т а б л и ц а 10.10

Затраты	Автотранспорт		Железнодорожный транспорт
	Годовая производительность карьера, млн. т		
	3,5	5,4	3,5
Эксплуатационные, млн. руб.	243	241	193
В том числе затраты на транспорт, млн. руб.	88	87	37
Капитальные, млн. руб.	54	65	57
В том числе единовременные затраты, млн. руб.	23	32	38
И т о г о	297 (119)	306 (123)	250 (100)
Прибыль, млн. руб.	161 (77)	153 (73)	209 (100)
Приведенные эксплуатационные, млн. руб.	52	86	51
То же, капитальные, млн. руб.	19	34	32
И т о г о	71 (86)	120 (145)	83 (100)
Прибыль, млн. руб.	20 (238)	32 (383)	8 (100)

П р и м е ч а н и е. В скобках приведены данные в процентах.

порте — стационарными тупиковыми съездами на борту карьера со стороны лежащего бока залежи. Календарный график объемов горных работ показан на рис. 10.1, а исходные данные и результаты расчетов приведены в табл. 10.9 и 10.10.

Эксплуатационные показатели железнодорожного транспорта в ценах исходного года значительно лучше, чем автомобильного: в 2—2,5 раза меньше удельные затраты на транспортирование и в 1,5 раза меньше эксплуатационные затраты на разработку при окупаемых в нормативный срок дополнительных капитальных затратах. Если не учитывать фактор времени, то следует в качестве рационального принять железнодорожный транспорт, так как дополнительные единовременные капитальные затраты (15 млн. руб.) окупятся за 5,5—6 лет, т. е. в нормативный срок. Однако, если экономически оценить разновременность календарных планов горных работ при автомобильном и железнодорожном транспорте, то найдем, что лучшие показатели обеспечиваются при использовании автотранспорта (приведенные затраты меньше на 14%, а прибыль выше в 2,4 раза). Если же появится необходимость в более интенсивной разработке месторождения, то эффективность применения автотранспорта окажется еще выше (например, при годовой добыче руды 5,4 млн. т прибыль возрастет в 3,8 раза).

Решающее влияние на оценку вариантов транспорта оказывают режим горных работ и учет разновременности затрат. Поэтому при выборе вида транспорта необходимо хотя бы приблизительно установить продолжительность работы принимаемого вида транспорта и вероятный вид транспорта в будущие периоды развития карьера. Это позволит установить контуры карьера с учетом перспективы.

§ 5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГРАНИЦ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ТРАНСПОРТА НА КАРЬЕРАХ

На многих карьерах используется несколько видов транспорта — либо в разные периоды (последовательное применение), либо одновременно (в комбинации друг с другом или независимо).

Последовательное применение нескольких видов транспорта характерно для глубоких карьеров и обусловлено ростом их глубины. На верхних горизонтах в период строительства карьера (при малых расстояниях транспортирования) целесообразно использовать автомобильный транспорт, а с увеличением глубины карьера — железнодорожный, конвейерный и комбинированный виды транспорта. Необходимость внедрения новых транспортных средств также возникает под действием технического прогресса, вследствие которого меняются относительные возможности видов транспорта. Переход от одного вида транспорта к другому сопровождается необходимостью изменения способа вскрытия месторождения, направления развития горных работ и нередко конечных контуров карьера. Характер и степень перемен зависят от времени рекон-

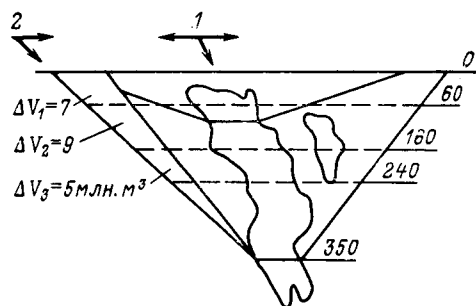


Рис. 10.2. Схема к определению границ последовательного применения различных видов транспорта:

1, 2 — направления развития горных работ

транспорта соответствует минимум приведенных затрат на разработку, т. е.

$$\sum_{T_1}^{T_n} (\sum K_1 + \sum \mathcal{E}_1) + \sum_{T_p}^{T_m} (\sum K_2 + \sum \mathcal{E}_2) + K_s \rightarrow \min, \quad (10.1)$$

где $\sum K_1$, $\sum \mathcal{E}_1$ — соответственно суммарные приведенные капитальные и эксплуатационные затраты по первому (заменяемому) виду транспорта за срок его работы от первого T_1 до последнего T_n года; $\sum K_2$, $\sum \mathcal{E}_2$ — соответственно приведенные капитальные и эксплуатационные затраты по второму (вводимому) виду транспорта за период от года начала T_p реконструкции до последнего T_m года эксплуатации; K_s — недоамортизированная часть неиспользуемых основных средств по замененному виду транспорта.

Рациональные границы перехода от одного вида транспорта к другому рассчитываются в следующей последовательности. Намечаются три-четыре варианта границ. Ориентиром для вариации может служить горизонт, для которого равновелики удельные затраты на транспортирование для анализируемых видов транспорта. Анализируют в каждом случае изменения в контурах карьера, в способе вскрытия и развития горных работ в связи с реконструкцией и путем построения планов карьера на конец разработки определяют угол погашения бортов карьера. Производят геометрический анализ карьера, на основе которого определяют продолжительность совместной эксплуатации заменяемого и внедряемого видов транспорта и строят календарный график объемов горных работ для всего карьера и график объемов перевозок отдельными видами транспорта. Рассчитывают и приводят к одному моменту оценки затраты по каждому варианту транспорта и границ перехода. Такой подход к расчету границ последовательного использования видов транспорта, при котором количественно учитываются изменения в горных работах при реконструкции транспорта и из-

струкции транспорта. Например, для схемы, показанной на рис. 10.2, чем с меньшей глубины железнодорожный транспорт заменит автомобильный, тем раньше осуществляется переход от развития работ в направлении 1 к развитию работ в направлении 2. От глубины перехода зависят режим горных работ и перераспределение грузоработы между видами транспорта. Оптимальному сроку реконструкции

менения в капитальных затратах, более точен, чем расчет границ по принципу равенства удельных затрат на транспорт [4].

При комбинации двух-трех видов транспорта один из них (обычно автомобильный) выполняет функции сборочного транспорта, а другой (железнодорожный, конвейерный и др.) — функции подъемного и магистрального транспорта. С расширением сферы работы сборочного транспорта увеличивается расстояние транспортирования и удельные затраты на транспорт, но одновременно уменьшаются расстояние транспортирования и затраты при магистральном транспорте. В первом случае капитальные затраты возрастают, а во втором они одновременно уменьшаются. Вариант, обеспечивающий минимальные приведенные затраты при комбинированном транспорте, является оптимальным. Зона работы звеньев комбинированного транспорта предопределяется местоположением перегрузочного пункта. При автомобильно-железнодорожном транспорте перегрузочным пунктом является эстакада или склад, при автомобильно-конвейерном — дробильный комплекс. При $H_n =$

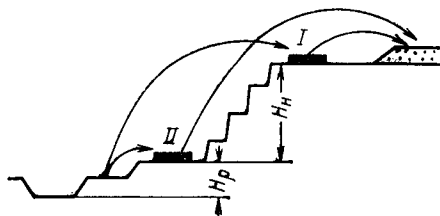


Рис. 10.3. Схема к определению зон действия звеньев комбинированного транспорта:

I, II — варианты комбинированного транспорта

$= 120$ м, $H_p = 80$ м, $i_a = 80\%$, $i_{ж} = 40\%$, $l_n = 3,5$ км, $l_k = 1,2$ км и расположении эстакады на поверхности (рис. 10.3) показатели работы транспорта характеризуются данными, приведенными в табл. 10.11.

Из двух вариантов лучшим является II вариант. Сужение зоны работы автотранспорта обеспечивает уменьшение эксплуатационных и капитальных затрат соответственно на 30% и в 1,5 раза.

Совместно и независимо друг от друга два и более вида транспорта применяются в следующих случаях:

при разработке неоднородных по физико-механическим свойствам пород по разным технологическим схемам (например, на Лебединском карьере рыхлые отложения разрабатываются роторными экскаваторами в комплексе с ленточными конвейерами, а крепкие руды — мехлопатами в комплексе с автосамосвалами); при различных расстояниях до отвалов и обогатительной фабрики (например, на Коркинском угольном карьере вскрыша вывозится на большое расстояние железнодорожным транспортом, а уголь выдается на прикарьерный технологический комплекс конвейерами);

при необходимости интенсификации горных работ (на Оленегорском карьере автотранспорт используется для ускоренной подготовки горизонтов, а железнодорожный транспорт — на отгоне верхних уступов);

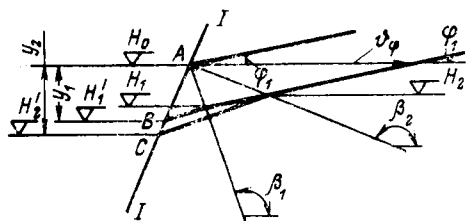


Рис. 10.4. Схема к определению зон действия различных видов транспорта при их параллельном использовании

от одного вида транспорта к другому. Например, при введении железнодорожного транспорта с глубины 60 м и глубине карьера 100 м, ниже горизонта 60 м используется железнодорожный транспорт, а выше — автотранспорт (рис. 10.4). При селективной выемке полезного ископаемого число отрабатываемых нижних горизонтов должно быть таким, чтобы обеспечивалась заданная скорость углубки карьера и обусловленная ею соответствующая скорость подвигания фронта горных работ. Установлено, что регулирование скорости углубки достигается путем изменения ширины рабочих площадок в нижней зоне карьера (в основном увеличением числа уступов, отрабатываемых с применением автотранспорта). Чем выше требуется скорость углубки, тем большее число уступов должно разрабатываться с применением автотранспорта. Например, если автотранспорт используется не выше горизонта H_1 (см. рис. 10.4), то за год дно карьера из точки A опустится в точку B и скорость углубки равна y_1 . При использовании автотранспорта с горизонта H_2 и ниже скорость углубки возрастет до y_2 . Во втором случае зона работы автотранспорта больше, чем в первом.

Т а б л и ц а 10.11

Показатели	I вариант	II вариант
Расстояние перевозок автотранспортом, км	3,0	1,2
То же, железнодорожным транспортом, км	3,5	7,4
Затраты на перевозку 1 т автотранспортом, коп	22,5	10,2
То же, железнодорожным транспортом, коп	7,0	12,6
Затраты на перевозку 1 т комбинированным транспортом, коп	29,5	22,8
Капитальные затраты на 1 т при автотранспорте, коп	41	12
То же, при железнодорожном транспорте, коп	22	32
Капитальные затраты на 1 т при комбинированном транспорте, коп	63	44
Приведенные затраты, на 1 т, коп	37,3	28,3

§ 6. РАСЧЕТ ГОДОВОГО ЭКОНОМИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА ОТ ПРИМЕНЕНИЯ НОВОЙ ТЕХНИКИ

Годовой экономический эффект от применения новой техники, обеспечивающей экономию производственных ресурсов, определяется по формуле

$$\mathcal{E} = (Z_1 - Z_2) A_2, \quad (10.2)$$

где Z_1 и Z_2 — приведенные затраты на единицу продукции, производимой с помощью базовой и новой техники соответственно, руб.

За эталон сравнения при определении годового экономического эффекта новой техники принимаются показатели лучшей отечественной или зарубежной техники, которая может быть закуплена в необходимом количестве. Если нет проектных разработок, то в качестве эталона сравнения принимаются показатели лучшей техники, имеющейся в СССР. Показатели базовой техники (себестоимость, капитальные затраты и др.) принимаются с учетом повышения технического уровня производства, достигаемого к расчетному году.

Расчет годового экономического эффекта от использования новых средств труда определяется по формуле

$$\mathcal{E} = \left[Z_1 \frac{B_2}{B_1} \frac{P_1 + E_n}{P_2 + E_n} + \frac{(I'_1 - I'_2) - E_n (K'_2 - K'_1)}{P + E_n} - Z_2 \right] A_2, \quad (10.3)$$

где Z_1 , Z_2 — приведенные затраты на единицу базового и нового средства труда соответственно, руб; $\frac{B_2}{B_1}$ — коэффициент, учитывающий рост производительности единицы нового средства труда по сравнению с базовым; B_1 , B_2 — годовой объем продукции (производительности), производимый при использовании единицы базового и нового средства труда соответственно; $\frac{P_1 + E_n}{P_2 + E_n}$ — коэффициент, учитывающий изменение срока службы нового средства труда по сравнению с базовым; P_1 , P_2 — доля отчислений от балансовой стоимости на полное восстановление (реновацию) базового и нового средств труда соответственно (определяется как величина, обратная сроку службы средств труда, определяемому с учетом их морального износа; $E_n = 0,15$ — нормативный коэффициент эффективности; $\frac{(I'_1 - I'_2) - E_n (K'_2 - K'_1)}{P + E_n}$ — экономия потре-

бителя на текущих издержках эксплуатации и отчислениях от сопутствующих капитальных затрат за весь срок службы нового средства труда по сравнению с базовым, руб; K'_1 , K'_2 — сопутствующие капитальные затраты потребителя (без учета стоимости рассматриваемых средств труда) соответственно при использовании базового и нового средства труда в расчете на объем продукции (работы), производимой с помощью нового средства труда, руб; I'_1 , I'_2 — годовые эксплуатационные затраты соответственно при

Таблица 10.12

T_c , годы	P	T_c , годы	P	T_c , годы	P	T_c , годы	P
1	1	6	0,1296	11	0,0540	20	0,0175
2	0,4762	7	0,1054	12	0,0468	25	0,0102
3	0,3021	8	0,0874	13	0,0408	30	0,0061
4	0,2155	9	0,0736	14	0,0357	40	0,00226
5	0,1638	10	0,0627	15	0,0315	50	0,00086

использовании базового и нового средства труда в расчете на объем продукции (работы), производимой с помощью нового средства труда (затраты учитывают только ту часть амортизации, которая предназначена на капитальный ремонт средств труда), руб.; A_2 — число новых средств труда, используемых на карьере.

В тех случаях, когда капитальные затраты по амортизируемым вариантам осуществляются в течение ряда лет, а также когда эксплуатационные затраты, вследствие изменения режима работы новой техники существенно меняются по годам эксплуатации, расчет годового экономического эффекта производится с учетом фактора времени. Фактор времени учитывается путем приведения к одному моменту оценки (началу расчетного года) единовременных и текущих затрат на создание и внедрение новой техники. Значения коэффициента реновации новой техники приведены в табл. 10.12.

Коэффициент реновации определяется по формуле

$$P = \frac{E}{(1 + E)^{T_c} - 1}, \quad (10.4)$$

где T_c — срок службы новой техники.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Беляков Ю. И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М., Недра, 1977.
2. Веницкий К. Е. Оптимизация технологических процессов на открытых горных разработках. М., Недра, 1976.
3. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1974.
4. Сорокин Л. А. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов (карьерный транспорт). Свердловск, СГИ, 1974.
5. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых/М. Г. Новожилов, В. С. Хохряков, Г. Д. Пчелкин и др. М., Недра, 1971.
6. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой циклического действия. М., Недра, 1976.
7. Юматов Б. П., Бунин Ж. В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., Недра, 1978.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ЗАЩИТЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

§ 1. ТРЕБОВАНИЯ К МЕРОПРИЯТИЯМ ПО ЗАЩИТЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Воздействие горных работ на окружающую среду происходит по следующим основным направлениям (табл. 11.1):

- нарушение земной поверхности и загрязнение поверхностных и подземных вод;

- нарушение гидрогеологического режима в районе производства горных работ;

- загрязнение воздушного бассейна;

- нарушение недр и связанные с разработкой потери полезных ископаемых и потенциально пригодных для использования горных пород.

Общие положения по защите окружающей среды определены постановлением Верховного Совета СССР «О мерах по дальнейшему улучшению охраны природы и рациональному использованию природных ресурсов» и «Основами земельного и водного законодательства Союза СССР и союзных республик». Требования и условия восстановления земель, нарушенных горными работами, регламентируются постановлением Совета Министров СССР «О рекультивации земель, сохранении и рациональном использовании слоя почвы при разработке месторождений полезных ископаемых и торфа, проведении геологоразведочных, строительных и других работ».

Защита водных ресурсов и атмосферы регламентируется постановлением Совета Министров СССР «О порядке разработки и утверждения схем комплексного использования и охраны вод», «Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами», утвержденными Минздравом СССР, «Положением о порядке использования и охране подземных вод на территории СССР».

Общие положения рационального использования недр освещены «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», «Типовыми методическими указаниями по определению и учету потерь твердых полезных ископаемых при добыче», разработанными АН СССР и утвержденными Госгортехнадзором и «Единой классификацией потерь твердых полезных ископаемых при добыче».

Производственные объекты	Характер воздействия горных работ на окружающую среду			
	Атмосфера	Земли	Водные ресурсы	Гидрогеологический режим
Карьеры	Загрязнение пылью и газами (CO и CO_2)	Отчуждение земель из сельского и лесохозяйственного использования, нарушение земель, уничтожение плодородных почв	Сброс загрязненных дренажных вод, часто с повышенным рН	Нарушение гидрогеологического режима прилегающего района, образование обширной депрессионной воронки
Отвалы	Загрязнение пылью в результате ветровой эрозии газами	Отчуждение земель из хозяйственного использования, загрязнение их сдуваемой пылью	Срок дренажных вод, вымывающих токсичные вещества из глубинных пород	Локальное заболачивание или усыхание земель
Обогатительные и агломерационные фабрики	Выбросы газов CO , SO_2 и пыли	Отчуждение земель под хвостохранилища	Сброс вод, содержащих взвешенные вещества, химические реагенты обогатительных фабрик	Изменение гидрогеологического режима шламоотстойниками
Шламохранилища	Интенсивное пылевыведение в результате ветровой эрозии	Отчуждение земель из хозяйственного использования	Сброс дренажных вод с высоким содержанием взвешенных частиц	Локальное заболачивание прилегающих земель, ухудшение гидрогеологического режима
Промплощадки	Пылегазовые выбросы котельных, ТЭЦ, поручочных комплексов, обогатительных фабрик	Отчуждение земель	Сброс промышленных стоков, содержащих смазочные вещества, нефтепродукты, токсичные вещества и др.	

Кроме того, различные аспекты защиты окружающей среды от воздействия горных работ регламентированы «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом», отраслевыми нормами технологического проектирования, указаниями по рекультивации нарушенных земель на карьерах.

Согласно действующим законодательным и нормативным положениям установлены требования и критерии, ограничивающие допустимое в данных условиях воздействие на окружающую среду и определяющие те мероприятия по ее защите, которые должны быть предусмотрены в проектах строительства, реконструкции или доработки карьеров.

Все проектные решения по защите окружающей среды (в том числе проект рекультивации земельных участков, нарушенных в процессе разработки месторождения) выполняются в комплексе с проектом горных работ, входят в состав техно-рабочего или технического проекта предприятия (сооружения объекта, процесса) и согласуются с соответствующими организациями. Например, проект рекультивации согласовывается с основным землепользователем и с органами землеустроительной службы Министерства сельского хозяйства СССР.

Проектные решения по защите окружающей среды должны отвечать предъявляемым требованиям и ограничениям и быть оптимальными. Согласно действующим положениям объемы выбросов газов и пыли в атмосферу не должны превышать значений, при которых в атмосфере вблизи жилых массивов концентрация вредных примесей не превышает санитарных норм. Загрязнение рек и водоемов также ограничивается величиной, предельно допустимой санитарными нормами концентрации вредных и загрязняющих компонентов.

Основные требования, ограничивающие нарушения земельных участков при ведении открытых горных работ, состоят в следующем: предприятия обязаны выплачивать единовременную компенсацию за изымаемую землю или передать землепользователям равноценные участки рекультивированных земель. Величина компенсации определяется затратами на освоение новых земель или в пределах 5—20 тыс. руб. за 1 га пашни;

предприятия обязаны в ходе работ или не позднее годового срока после завершения работ привести за свой счет земельные участки в состояние, пригодное для использования их по назначению. Затраты на рекультивацию земель относят на себестоимость продукции, поэтому они должны быть учтены при проектировании карьера.

При решении задачи оптимизации мероприятий по защите окружающей среды учитывается ущерб, наносимый народному хозяйству при производстве горных работ, и затраты, связанные с защитой окружающей среды. Кроме того, должны приниматься во внимание последствия воздействия горных работ на различные сферы

окружающей среды, которые могут проявиться в будущем и которые трудно учесть количественно. В качестве критерия оптимизации может быть принят минимум суммы ущерба и затрат (за длительный период или за весь период отработки месторождения), приведенных к одному моменту оценки, т. е.

$$\sum_1^T (Y_{\text{пр}} + Z_{\text{пр}})_t \rightarrow \min, \quad (11.1)$$

где $Y_{\text{пр}}$ — ущерб народного хозяйства в результате отрицательного воздействия горных работ на окружающую среду; $Z_{\text{пр}}$ — затраты на мероприятия по защите окружающей среды.

Выбор такого критерия объясняется следующим.

Нарушение окружающей среды при ведении горных работ приводит к затратам в других отраслях, поэтому ущерб от нарушения окружающей среды горными предприятиями может истолковываться как определенные статьи затрат народного хозяйства, связанные с разработкой месторождений. В общем случае увеличение затрат на природоохранные мероприятия приводит к уменьшению ущерба от нарушений окружающей среды и наоборот. Задача может быть решена путем непосредственного сравнения вариантов или с использованием экономико-математической модели воздействия горных работ на окружающую среду. Проблема защиты окружающей среды от вредного влияния горных работ включает такие вопросы, как экономическая оценка земельных площадей, предельно допустимое воздействие горных работ на воду и атмосферу, расчет ущерба, наносимого горными работами, оптимизация комплекса охранных мероприятий и др.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРИРОДНО-ГЕОГРАФИЧЕСКИХ И ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Природно-географические условия, в которых находятся горные предприятия, в зависимости от возможной степени воздействия на окружающую среду подразделяются на три группы (табл. 11.2). В качестве классификационных признаков приняты плотность населения в районе расположения предприятия, численность населения в городах и поселках в радиусе 15 км от предприятия, ценность отчуждаемых для предприятия земель, возможные нарушения окружающей среды, носящие региональный и межрегиональный характер.

Плотность населения является показателем, косвенно учитывающим степень воздействия горного предприятия на окружающую среду пропорционально освоенности и заселенности территории. Средняя плотность населения СССР — 10 человек на 1 км². Территории с плотностью населения 5 человек на 1 км² относятся к слабонаселенным, а с плотностью более 40 человек — к густонаселенным.

Численность населения в зоне действия горных работ является существенным показателем, характеризующим возможное отрицательное их воздействие на атмосферу, а также на водоемы и растительность. Максимальный радиус зоны воздействия, равный 15 км, принят в соответствии с методикой оценки ущерба народного хозяйства от выбросов пыли и газа в атмосферу [8]. Ступени оценочной шкалы населения в пунктах приняты в соответствии с существующим административным делением. К ценным отнесены земли, дающие с 1 га свыше 400 руб чистого дохода в год, а к малоценным — земли, непригодные для хозяйственного использования. Земли средней ценности используются в сельском хозяйстве и строительстве, но дают менее 400 руб в год чистого дохода с 1 га.

К нарушениям окружающей среды, носящим региональный или межрегиональный характер, относятся также нарушения гидробаланса на значительной территории, нарушения режима стока вод в значительных масштабах, обширные нарушения режима вечной мерзлоты. К таким нарушениям относятся уничтожение или нарушение природных объектов, находящихся под охраной закона или состоящих на особом учете (лесных высокоценных массивов, заповедников, геологических объектов и др.).

Оценка природно-географических условий и отнесение их к той или иной группе основаны на известном принципе лимитирующих факторов. Согласно этому принципу предельное значение оценки по одному из показателей является определяющим (независимо от оценок по другим показателям.) Например, если хотя бы по одному показателю оценка соответствует I группе, а по остальным показателям — II и III групп, то определяющей является I группа, к которой и относится рассматриваемый комплекс природно-географических факторов.

К I группе относится такая совокупность природных и географических условий, при которой ставится под сомнение целесообразность ведения горных работ. Если же производство горных работ будет разрешено, то необходимо осуществлять специфические мероприятия по уменьшению отрицательного воздействия горных работ на окружающую среду и по охране отдельных объектов.

Т а б л и ц а 11.2

Группа	Природно-географические условия			
	Численность населения на 1 км ²	Численность населения в населенных пунктах, тыс. чел.	Ценность земель	Наличие нарушений окружающей среды регионального характера
I	Более 40	Более 100	Ценные	Есть
II	5—40	10—100	Средней ценности	Нет
III	Менее 5	Менее 10	Малоценные	»

К числу этих мероприятий относятся не только регламентируемые нормативами и правилами безопасности мероприятия, но и основанные на специфических требованиях и ограничениях. Например, предотвращение нарушения гидрогеологического режима, обеспыливание поверхности отвалов, шламохранилищ не предусмотрено правилами безопасности и технической эксплуатации горных предприятий, а также нормами технологического проектирования. Однако в ряде случаев именно эти условия могут стать причиной максимального ущерба от нарушений окружающей среды и привести к нежелательным с социальной точки зрения изменениям (к уничтожению зон отдыха, ухудшению состава атмосферы и др.).

Ко II группе относится комплекс условий, в которых охраняемые мероприятия проводятся в пределах, регламентированных соответствующими нормами и требованиями, и лишь в отдельных случаях выходят за эти пределы.

К III группе относятся условия, не требующие проведения охраняемых мероприятий обычного масштаба, т. е. условия пустынь и полупустынь, некоторых районов Крайнего Севера, где, как правило, не требуется рекультивации земель, не производится осушение, в зоне влияния нет больших населенных пунктов, низка плотность населения окружающего района и др.

Геологическими условиями месторождений, оказывающими значительное влияние на окружающую среду, являются угол падения месторождения, его обводненность, пригодность вскрышных пород для рекультивации. Угол падения месторождения обуславливает возможность расположения вскрышных пород в выработанном пространстве или на внешних отвалах и влияет на размеры отчуждаемых под отвалы площадей и нарушений земной поверхности горными работами. На горизонтальных и пологих месторождениях, где большая часть пород вскрыши располагается во внутренних отвалах и в дальнейшем рекультивируется, размеры зоны нарушения земель после завершения отработки месторождения относительно невелики. Угол падения месторождения определяет также необходимость выемки вскрыши со стороны лежачего бока залежи.

По углу падения месторождения подразделяются на крутые (с углом наклона более $25-30^\circ$), наклонные (с углом наклона от $8-10$ до $25-30^\circ$), горизонтальные и слабонаклонные (с углом наклона до $8-10^\circ$).

Обводненность месторождения в значительной степени определяет схему дренажа, возможные нарушения гидрогеологического режима и опасность для поверхностных водных источников в результате сброса дренажных вод из карьера. От обводненности месторождения зависит характер очистных сооружений, а в ряде случаев и схема вскрышных и добычных работ. Пригодность вскрышных пород для рекультивации может оказывать решающее влияние на выбор схемы ведения вскрышных и отвальных работ, на технологию рекультивации, на величину ущерба народного

хозяйства от нарушения земель горными работами. По степени обводненности месторождения подразделяются на три группы (классификация НИИОГРа).

К первой группе относятся месторождения с суточным водопритоком более 10 тыс. м³, ко второй и третьей группе — с суточным водопритоком 5—10 и менее 5 тыс. м³ соответственно.

При этом необходимо учитывать химический состав и бактериологические свойства дренажных вод. В соответствии с «Правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами» производится оценка качества воды в водоемах (куда сбрасываются дренажные стоки) на расстоянии 1 км от точки сброса (в зависимости от вида водопользования). Качество воды оценивается по содержанию взвешенных веществ и плавающих примесей, по запаху и привкусу, окраске, реакции pH, минеральному составу, растворенному кислороду, биохимическому показателю, наличию возбудителей заболеваний (коли-индекс и коли-титр), ядовитым (вредным) веществам. Если хотя бы по одному из показателей превышена предельно допустимая концентрация (независимо от величины водопритока), то месторождение относится к первой группе. Если вода из рассматриваемого водоема используется для различных целей, то оценка производится по наиболее жестким нормам.

Вскрышные породы имеют разные геологический возраст, условия залегания, литологический и минералогический состав, определяющие их физические и химические свойства и различную степень пригодности для целей рекультивации. Центральной лабораторией охраны природы Министерства сельского хозяйства СССР вскрышные породы для условий Подмосковского угольного бассейна и КМА разделены на три группы:

породы, пригодные для биологического освоения, малопригодные и непригодные.

К непригодным для биологического освоения относятся породы, представленные тяжелыми глинами с содержанием более 75% фракций менее 0,01 мм, скальные породы с коэффициентом крепости $f > 3 \div 4$ и породы (в основном содержащие сульфиды) с $pH < 3,5$.

К малопригодным для биологического освоения относятся породы, представленные рыхлыми и связными песками, а также кислые, среднесоленные и солонцеватые породы с $pH = 3,5 \div 9$ и сухим остатком, равным 0,5—0,7%.

Т а б л и ц а 11.3

Группа	Геологические условия		
	Угол падения залежи, градусы	Суточный водоприток, тыс. м ³	Пригодность пород к рекультивации
I	Более 25—30	Более 10	Непригодные
II	8—10—25—30	5—10	Малопригодные
III	До 8—10	Менее 5	Пригодные

Геологические условия по воздействию горных работ на окружающую среду разделяются на три группы (табл. 11.3).

Классификация природно-географических и геологических условий по степени отрицательного воздействия горных работ на окружающую среду может быть использована как при проектировании карьеров, так и при эксплуатации месторождений.

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УЩЕРБА, НАНОСИМОГО НАРОДНОМУ ХОЗЯЙСТВУ ОТРИЦАТЕЛЬНЫМ ВЛИЯНИЕМ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ГОРНЫХ РАБОТ

Ущерб, наносимый народному хозяйству отрицательным влиянием на окружающую среду горных работ, определяется по формуле

$$Y = Y_3 + Y_a + Y_b + Y_r, \quad (11.2)$$

где Y_3 — ущерб от нарушения и отчуждения земель; Y_a — ущерб народного хозяйства от загрязнения атмосферы; Y_r — ущерб от нарушения гидрологического режима в районе ведения горных работ; Y_b — ущерб от загрязнения водных источников;

$$Y_3 = \sum_1^n (Y_t S_t) n, \quad (11.3)$$

Y_t — ценность 1 га земли n -го качества; S_t — площадь земель, отчуждаемых в t -й год.

Для периода T лет вперед величина Y_3 определяется по формуле

$$Y_3 = \sum_1^T \left[\sum_1^n (Y_t S_t)_n \right] (1 + E)^{-t}. \quad (11.4)$$

Если неизвестен закон изменения ценности земель во времени, то величина Y_t для периода T может быть принята как средняя за предшествующий период. С учетом того, что часть нарушенных земель может быть восстановлена в период эксплуатации месторождения, формула (11.4) примет вид

$$Y_3 = \sum_1^T \left[\sum_1^n (Y_t S_t) - Y'_t S_{p,t} \right] (1 + E)^{-t}, \quad (11.5)$$

где Y'_t — ценность 1 га восстановленных земель; $S_{p,t}$ — площадь, восстановленная в t -й год; E — коэффициент приведения разновременных затрат и доходов к одному моменту оценки.

Количественно нарушения земель характеризуются показателем землеемкости, т. е. числом гектаров земель, отчуждаемых при создании производственных мощностей для добычи 1 млн. т полезного ископаемого в год. Показатель землеемкости зависит от горно-геологических условий, среднего коэффициента вскрыши, рельефа местности и технологии горных работ. Данные, характе-

ризующие землеемкость на угольных карьерах Кузбасса, приведены в табл. 11.4. Для размещения 1 млн. м³ вскрыши требуется 5—7 га.

Отчуждаемые земли можно оценивать по чистому доходу, по дифференциальной ренте, по среднегодовому валовому доходу [1].

Ущерб, наносимый народному хозяйству от загрязнения атмосферы,

$$Y_a = Y_{взр} + Y_{о.ф} + Y_{эр} + Y_{пр}, \quad (11.6)$$

где $Y_{взр}$ — ущерб от выбросов пыли при ведении взрывных работ; $Y_{о.ф}$ — ущерб от пыле-газовых выбросов обогатительных фабрик; $Y_{эр}$ — ущерб от пылевыделения в результате ветровой эрозии поверхностей отвалов, хвостохранилищ, обнаженных горных пород; $Y_{пр}$ — ущерб от прочих пылевыделений (транспортные, выемочно-погрузочные работы и др.).

Величина $Y_{пр}$ вычисляется по затратам на пылеподавление для применяемого вида оборудования. При этом предприятие со всем многообразием выбросов рассматривается как единичный источник загрязнения атмосферы, а экономический ущерб определяется как ущерб от установившегося загрязнения по трем ингредиентам: пыли, окиси углерода, сернистому ангидриду. Под экономическим ущербом подразумеваются потери ресурсов (урон народного хозяйства, отрицательные изменения природы), выраженные в стоимостной форме. Экономический ущерб, наносимый народному хозяйству от загрязнения атмосферы,

$$Y_a = Y_{заб} + Y_k + Y_c + Y_n, \quad (11.7)$$

где $Y_{заб}$ — ущерб от повышенной заболеваемости населения в районе загрязнения; Y_k — ущерб, наносимый объектам коммунального хозяйства в результате загрязнения атмосферы; Y_c — ущерб, наносимый сельскому и лесному хозяйству, Y_n — ущерб, наносимый промышленным объектам.

Т а б л и ц а 11.4

Районы	Нарушения земель при открытой добыче угля, га/млн. т		
	Выемки	Внешние отвалы	Прочие
Северный Кузбасс	16,7	37,6	9,7
Центральный Кузбасс	22	29,1	11,2
Южный Кузбасс	22	9,9	3,4

П р и м е ч а н и е. По А. П. Тюлькину.

Ущерб, наносимый народному хозяйству от загрязнения водной среды и нарушения гидрогеологического режима, вычисляется по величине затрат, необходимых для разбавления стоков свежей водой до предельно допустимой концентрации вредных веществ. Кратность разбавления определяется отношением

$$m = \frac{C_{\text{ист}}}{C_d},$$

где $C_{\text{ист}}$ — концентрация вредных веществ в рассматриваемом источнике; C_d — предельно допустимая концентрация.

Годовой ущерб от загрязнения водных источников

$$Y_v = CV_{\text{ист}}m, \quad (11.8)$$

где C — затраты на 1 м³ свежей воды для промышленного использования в рассматриваемом экономическом районе (см. табл. 8 приложения); $V_{\text{ист}}$ — объем неразбавленных стоков.

Оцениваются также и стоки, прошедшие очистку, так как эффективность очистки, как правило, не равна 100%.

Годовой ущерб, наносимый сельскому и лесному хозяйству от нарушения гидрогеологического режима в районе ведения горных работ, определяется по формуле

$$Y_r = \Delta DS, \quad (11.9)$$

где ΔD — уменьшение ценности земель, вызванное нарушением гидрологического режима; S — площадь, на которой нарушается гидрологический режим.

С учетом дополнительных затрат на водоснабжение промышленности и коммунального хозяйства района формула (11.9) примет вид

$$Y = \Delta DS + \sum_1^N \Delta C_n, \quad (11.10)$$

где $\sum_1^N \Delta C_n$ — суммарное увеличение расходов на водоснабжение в районе разработки в связи с нарушением гидрогеологического режима [8, 9].

Пример. Для расчета принят условный железорудный карьер с обширной площадью нарушенных земель при их высокой сельскохозяйственной ценности, со значительным сбросом дренажных вод, повышенной запыленностью воздуха и значительной площадью с нарушенным гидрогеологическим режимом. Разрабатывается слабонаклонная залежь мощностью 100 м. Мощность наносов 66 м. Угол наклона бортов 25°. Годовая производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше равна 5480 тыс. т и 19 850 тыс. м³ соответственно. Отвалы занимают площадь 750 га. Горные работы ведутся на площади 200 га.

Площадь, занимаемая промплощадкой, равна 50 га. Часовой водоприток в карьер 6 тыс. м³. Радиус депрессивной воронки 15 км. Ценность нарушаемых сельскохозяйственных земель (по чистому доходу) 600 руб в год. К началу оцениваемого периода горными работами и отвалами карьера нарушено 1000 га земель. Ежегодно под отвалы изымается 55 га земель. Ущерб от нарушения земель определяется по формуле (11.3). В течение оцениваемого периода продолжительностью 5 лет ущерб от нарушения земель по годам характеризуется следующими данными:

Годы	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
Нарушенная площадь, га	780	835	890	945	1000
Годовой ущерб, тыс. руб.	463	501	534	567	600

Ежегодно из карьера откачивается в близлежащие водоемы 52 360 тыс. м³ загрязненных дренажных вод, в которых концентрация вредных веществ в 2 раза превышает предельно допустимую концентрацию. Ущерб от сброса сточных вод, определенный по формуле (11.8), характеризуется следующими данными:

Годы	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
Объем откачиваемых дренажных вод, тыс. м ³	42 127	47 127	52 360	52 360	52 360
Годовой ущерб, тыс. руб.	942	942	1047	1047	1047

При радиусе депрессионной воронки 15 км площадь с нарушенным гидрогеологическим режимом составляет 7500 га. Среднее уменьшение чистого годового дохода с 1 га составляет 100 руб. Ущерб от нарушения гидрогеологического режима, определенный по формуле (11.10), характеризуется следующими данными:

Годы	1-й	2-й	3-й	4-й	5-й
Площадь с нарушенным гидрогеологическим режимом, га	60 810	68 100	67 500	67 500	67 500
Годовой ущерб, тыс. руб.	6081	6081	6750	6750	6750

При ведении взрывных работ ежемесячно выбрасывается в атмосферу 600 т пыли (7200 т в год). Ежегодно за пределы внешних отвалов сдувается 47 тыс. т пыли. Ущерб от загрязнения атмосферы, определенный по формуле (11.7), составляет 30 тыс. руб в год.

Общий ущерб, наносимый народному хозяйству от нарушений окружающей среды, в 5-м году составляет 8527 тыс. руб в год. При этом ущерб от нарушения земель составляет 7%, от сброса сточных вод — 12%, от нарушения гидрогеологического режима — 79% и от загрязнения атмосферы — 2%.

При различных природно-географических и геологических условиях различными являются не только величины суммарного ущерба, но также и удельный вес составляющих этого ущерба. Сравним величину ущерба двух ГОКов в различных природно-географических условиях.

Все земли, занимаемые ГОКом №1, представляют сельскохозяйственную ценность (чистый доход с 1 га составляет 600 руб

в год). Разрабатываемое месторождение представлено горизонтальной залежью мощностью 3—12 м. Вскрышные породы (суглинки, глины) мощностью 23 м вынимаются многочерпаковыми цепными экскаваторами. Общая площадь земельного отвода около 4 тыс. га, из которых под горными работами занято 2 тыс. га. Годовая производительность ГОКа по полезному ископаемому и агломерату равна соответственно около 10 и 4 млн. т. Ущерб от нарушения и отчуждения земной поверхности составляет около 2200 тыс. руб. Предприятия ГОКа ежегодно выбрасывают в атмосферу 25 тыс. т окиси углерода и 35 тыс. т пыли. Ущерб от загрязнения атмосферы составляет 310 тыс. руб в год. Общий ущерб, наносимый народному хозяйству, составляет 2,5 млн. руб.

Предприятиями ГОКа № 2 разрабатывается крутое рудное месторождение, представленное крепкими скальными породами. Годовая производительность ГОКа по руде 35 млн. т. В составе комбината 3 карьера, фабрики дробильно-обогащительная, агломерационная, окомкования. Площадь земельного отвода, пригодная для лесного хозяйства, равна 8,7 тыс. га. Карьеры занимают 455 га, отвалы — 247 га, шламохранилища — 470 га. Ущерб от нарушения земель, занятых лесными угодьями, составляет 50 тыс. руб. в год. Предприятия ГОКа ежегодно выбрасывают в атмосферу 46 тыс. т окиси углерода и 72 тыс. т пыли. Ущерб от загрязнения атмосферы составляет 520 тыс. руб в году. Общий ущерб, наносимый народному хозяйству, составляет 570 тыс. руб.

Таким образом, в первом случае главным источником ущерба является отчуждение земель, а во втором случае — загрязнение атмосферы. Соответственно этому в проекте должны намечаться охранные мероприятия по защите окружающей среды и определяться капитальные затраты.

§ 4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ

Рекультивация нарушенных горными работами земель — это комплекс горных, мелиоративных, сельскохозяйственных и гидротехнических мероприятий, направленных на восстановление и повышение народнохозяйственной ценности земель. Рекультивация включает две стадии — горнотехническую и биологическую.

Горнотехническая рекультивация имеет целью приведение нарушенных земель в состояние, пригодное для полезного использования в сельском, лесном, рыбном хозяйстве и др. Биологическая рекультивация — это комплекс агротехнических мероприятий, направленных на восстановление и улучшение структуры грунтов, повышение их плодородия, а также на работы по освоению водоемов, созданию лесов и др. Горнотехническая рекультивация осуществляется горными предприятиями. Она включает выемку, складирование и хранение плодородной почвы, селективное формирование отвалов, планировку и покрытие поверхности отвалов

плодородным слоем, мелиоративные и другие работы. В нашей стране работы по рекультивации направлены в основном на восстановление земель для использования в сельском и лесном хозяйстве. При этом основное внимание уделяется агрохимическим свойствам пород, определяющим их плодородие и пригодность для возделывания тех или иных сельскохозяйственных культур.

К неплодородным относятся скальные изверженные породы, а также кислые и засоленные породы, содержащие растворимые в воде соли натрия или магния выше допустимых пределов. Химическая мелиорация таких пород обходится слишком дорого. Поэтому при отвалообразовании их укладывают в нижнюю часть отвалов и сверху покрывают сначала малоплодородными, а затем плодородными породами. Малоплодородные породы (третичные глины, аргиллиты, пески кварцевые) пригодны для земледелия и лесонасаждений после мелиорации. Потенциально плодородные породы (четвертичные, суглинки, озерно-болотные глины) пригодны для лесонасаждений и в качестве почвообразующего слоя при сельскохозяйственном освоении. Плодородные почвы (черноземы, луговые и торфяно-болотные почвы) пригодны для биологической рекультивации без всякого улучшения.

Данные о расположении и мощности пород с различными агрохимическими свойствами в толще вскрышных пород, агрохимические карты-схемы должны включаться в число основных геологических документов. Если слой вскрышных пород содержит различные породы, то для наиболее эффективной подготовки отвалов к биологической рекультивации необходимы раздельная выемка и селективное отвалообразование с размещением токсичных пород на глубине 1,5—3 м от поверхности отвала. Поверхность участков, подготавливаемых для использования в сельском хозяйстве, рекомендуется формировать двух- и трехслойной (аналогично природному строению). Общая мощность рекультивируемого слоя, составляющая 1,7—2,5 м, включает верхний корнеобитаемый слой толщиной не менее 0,8 м для зерновых культур и многолетних трав и 1,5—2 м для садов и лесонасаждений. Верхняя часть корнеобитаемого слоя состоит из плодородной почвенной массы, а нижняя часть формируется из малоплодородных пород. Ниже корнеобитаемого слоя должен находиться достаточный по мощности слой пород с благоприятными водно-физическими свойствами, под которым могут располагаться токсичные породы. Термически активные слои (углистые сланцы и др.) должны покрываться слоем глины толщиной не менее 1 м.

Важнейшими задачами рекультивации являются рациональное формирование рекультивационного слоя, т. е. правильное определение чередования и мощности слоев с различными свойствами, а также составление наиболее дешевой грунтосмеси с заданными свойствами для верхнего почвенного слоя. Эти сложные задачи решаются применительно к конкретным условиям путем проведения сложных исследований.

Основываясь на агрохимических сведениях, определяют, является ли обязательной селективная рекультивация или допустима валовая рекультивация, так как от этого зависит эффективность разработки месторождения. Селективная рекультивация обычно вызывает необходимость раздельной выемки различных слоев, вскрыши, что вынуждает во многих случаях отказаться от экономичных бестранспортных технологических схем, от мощных экскаваторов и использовать более мобильные, но менее экономичные технологические схемы и технические средства. Пример классификации вскрышных пород по степени пригодности их для рекультивации приведен в табл. 11.5.

В проекте рекультивации решаются следующие задачи:

оценивается воздействие горных работ на окружающую среду в данных конкретных условиях и определяется рациональное использование рекультивированных участков;

изучаются и оцениваются агрохимические свойства почв и вскрышных пород, гидрологический режим, характеристика ландшафта, развитость и перспективы сельского и лесного хозяйства, особенности климата данного района и другие факторы, от которых зависят методы рекультивации и связанные с ней затраты;

обосновываются рациональный рельеф и структура отвалов; определяются объемы планировочных работ;

обосновываются техника и технология разработки почвенного слоя.

Оценивается влияние рекультивации на технологию и механизацию открытой разработки.

Проект рекультивации включает характеристику месторождения, краткую характеристику горной части, выбор и обоснование целевого освоения, горнотехническую рекультивацию, водно-хозяйственное освоение, биологическую рекультивацию, автодороги, экономическую часть и сметную документацию.

В характеристике месторождения даются агрохимическая оценка вскрышных пород и классификация их по степени пригодности к биологическому освоению, прилагаются агрохимические анализы пород и химический анализ подземных вод.

Краткая характеристика горной части включает те аспекты технологии и механизации вскрышных работ и отвального хозяйства, которые оказывают существенное влияние на решение задач рекультивации (отработки вскрышных уступов, сложенных породами с различными агрохимическими свойствами, параметры отвалов и др.).

Выбор и обоснование целевого освоения рекультивируемых земель должны быть сделаны с учетом почвенно-климатических, геологических, гидрологических, хозяйственно-экономических и социальных условий района.

Горнотехническая рекультивация — основная часть проекта рекультивации. Она включает и расчеты по балансу земельных площадей, отведенных карьеру (в том числе подлежащих рекуль-

Таблица 11.5

Породы	Почвенно-агрохимическая характеристика	Хозяйственное использование
Кварцито-глинистые выветрелые сланцы	Цвет светло-бурый. Механический состав представлен крупным песком, мелким гравием и камнями. Обеспеченность калием средняя, обеспеченность фосфором низкая	Породы пригодны для лесонасаждений с внесением полного минерального удобрения
Делювиальные бурые глины с обломками сланцев, кварцита и диабаз	Цвет красно-бурый. Механический состав — мелкая, средняя и крупная пыль. Обеспеченность калием средняя, обеспеченность фосфором низкая	Грунты пригодны для лесонасаждений с внесением фосфорного и частично калийного удобрений
Делювиальные песчано-глинистые материалы с обломками и отдельными глыбами кварцита	Цвет буровато-красный. Механический состав — песок мелкий и средний. Обеспеченность калием средняя, обеспеченность фосфором — низкая	Возможна лесная рекультивация с применением кислых удобрений
Углистые кварцево-глинистые сланцы	Цвет серый. Механический состав — крупная пыль, крупный, средний и мелкий песок. Обеспеченность фосфором и калием выше средней	То же
Углистые кварцево-глинистые сланцы	Цвет серый. Механический состав — крупный и средний песок, гравий, камни. Обеспеченность калием и фосфором средняя	Возможна лесная рекультивация с покрытием глинистыми фракциями и применением кислых удобрений
Сланцы кварцево-глинистые, содержащие сульфиды	Цвет серовато-желтый. Механический состав — средний и мелкий песок, крупная пыль. Обеспеченность калием средняя, обеспеченность фосфором выше средней	Возможна лесная рекультивация с применением полного минерального удобрения и известкования
Доломиты с прослойками углистых сланцев	Цвет серовато-бурый. Механический состав — средний и крупный песок, камни. Обеспеченность фосфором и калием низкая. Сильное хлоридно-карбонатное засоление	Породы непригодны для биологического рекультивации
Кварциты	Цвет желтовато-бурый. Механический состав — средний и мелкий песок, камни. Обеспеченность калием и фосфором низкая	Породы непригодны для биологического рекультивации. Низкое обеспечение растений элементами питания

Породы	Почвенно-агрохимическая характеристика	Хозяйственное использование
Доломиты с кварцево-глинистыми сланцами, оруденелая глина	Цвет красновато-бурый. Механический состав — крупная и средняя пыль, камни. Обеспеченность калием средняя, обеспеченность фосфором низкая. Слабое хлоридно-карбонатное засоление	Породы непригодны для биологической рекультивации. Отсутствие элементов питания растений

Примечание. В таблице приведена классификация вскрышных пород Бакальского железорудного месторождения.

тавации), по планировочным работам (технология, механизация, расчет объемов и календарный план), по разработке и укладке почвенного слоя (технология, механизация, объемы, временное складирование, укладка на поверхность отвалов и др.), по разделному формированию верхних слоев отвалов и общей организации рекультивационных работ (режим работ, календарные планы возврата восстановленных земель с календарными планами выемки пород).

В проекте решаются задачи по защите рекультивационных земель от водной эрозии, сбросу паводковых вод и атмосферных осадков, предотвращению заболачивания, использованию погашенных горных выработок под водоемы, а также намечаются мероприятия по улучшению плодородия рекультивационных земель, разработке мелиоративных севооборотов, подбору наиболее пригодных и эффективных видов растений и др. Технико-экономическая часть проекта включает расчет капитальных и эксплуатационных затрат, численности трудящихся, занятых при выполнении рекультивационных работ.

Таблица 11.6

Предприятия	Затраты (руб) на рекультивацию 1 га площади отвалов для использования под		
	пашню	лесонасаждения	пастбища
Марганецкий ГОК	4965	4657	4672
Орджоникидзевский ГОК	4700	2200	3045
Трест «Чиатурмарганец»	3678		1260
Производственное объединение «Александряуголь»	5977	2810	—
Производственное объединение «Эстон-сланец»	—	400—600	—

Капитальные и эксплуатационные затраты относятся на 1 т добычи полезного ископаемого и на 1 га рекультивированных земель. Эффективность рекультивации определяется отношением затрат на восстановление 1 га к чистому доходу, полученному при использовании 1 га восстановленных земель. Затраты на рекультивацию земель изменяются в широких пределах и зависят от агрохимических свойств пород верхнего слоя отвала, механизации рекультивационных работ и др. Затраты на восстановление 1 га площади отвалов для сельскохозяйственного использования на некоторых предприятиях приведены в табл. 11.6.

Составляющие затрат на рекультивацию земель при создании на них плодородного слоя из привозных пород характеризуются следующими ориентировочными расчетными данными:

Затраты на выемку и транспортирование 1 м ³ почвенного слоя во временный отвал, руб.	0,3
Затраты на погрузку и транспортирование 1 м ³ почвенного слоя с временного отвала на постоянный, руб.	0,25
Затраты на планировку 1 га отвала, руб.	100
Затраты на удобрения и лесопосадки на 1 га, руб.	300—400

Расчетные затраты на рекультивацию 1 га поверхности отвалов приведены в табл. 11.7.

Т а б л и ц а 11.7

Оборудование для рекультивационных работ	Затраты на рекультивацию 1 га отвалов, тыс. руб.			
	бестранспортная система разработки с внутренними отвалами		транспортная система разработки с внешними отвалами	
	сельскохозяйственные угодья	лесопосадки	сельскохозяйственные угодья	лесопосадки

Без временных почвенных отвалов

Бульдозер Д-572 и скрепер Д-511	2,3	1,9	2,9	2,5
Бульдозер Д-572, погрузчик Т-157М и автосамосвал КрАЗ-222	3,2	2,5	3,8	3,1
Бульдозер Д-572, экскаватор Э-2505 и автосамосвал КрАЗ-222	3,2	2,6	3,9	3,2

С временными почвенными отвалами

Бульдозер Д-572, погрузчик Т-157М и автосамосвал КрАЗ-222	4,2	3,2	4,8	3,8
Бульдозер Д-572, экскаватор Э-2505 и автосамосвал КрАЗ-222	4,3	3,3	5,0	4,0

Примечание. В таблице приведены данные ИГД Минчермета СССР.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Горлов В. Д. Основы охраны природы при горных разработках. Новочеркасск, Новочеркасский политехнический институт, 1977.
2. Гофман К. Г. Экономическая оценка природных ресурсов в условиях социалистической экономики. М., Наука, 1977.
3. Охрана окружающей среды. Справочник. Л., Судостроение, 1979.
4. Техника и технология рекультивации на открытых разработках/А. К. Полишук, А. М. Михайлов, И. И. Заудальский и др. М., Недра, 1977.
5. Технология и экономика горнотехнической рекультивации. Методические указания/Е. П. Дороненко, А. Я. Элькин, К. К. Жерносенко и др. Свердловск, ИГД Минчермета СССР, 1972.
6. Хохряков В. С., Элькин А. Я. Учет ценности земли при проектировании и эксплуатации карьеров.— Известия вузов. Горный журнал, 1968, № 7, с. 11—15.
7. Хохряков А. В., Павлов С. А. Классификация угольных месторождений по степени влияния на окружающую среду при разработке открытым способом.— Уголь, 1978, № 12, с. 42—44.
8. Эскин В. С. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками. М., Недра, 1975.
9. Ядыганов Я. Я. Очистка и повторное использование промышленных стоков.— Экономика и организация промышленного производства, 1974, № 2, с. 107—111.

ОСОБЕННОСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

§ 1. ОСОБЕННОСТИ ДОБЫЧИ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

В качестве строительных материалов используются породы различного генетического типа — магматические (гранит, сиенит, габбро, андезит, туфы и др.), осадочные (известняк, доломит, гравий, песок, глина и др.), метаморфические (мрамор и др.). Они широко распространены на территории нашей страны. Нерудными строительными материалами являются штучный камень (бут, стеновой, облицовочный, архитектурно-строительный, декоративный), камень для гидротехнического и дорожного строительства, щебень для приготовления бетона (строительного, гидротехнического, дорожного и др.), крошка, песок, гравий, глины и др. Нерудные строительные материалы добываются преимущественно открытым способом. Добыча нерудных строительных материалов имеет следующие особенности:

большое число специфических требований к товарной продукции карьеров в зависимости от ее назначения и сравнительно быстрое их изменение;

сложившаяся практика создания карьеров строительных материалов как вспомогательных цехов основных предприятий;

возможность выбора благоприятных участков (с небольшой глубиной залегания полезного ископаемого и незначительным коэффициентом вскрыши) вследствие широкого распространения месторождений.

Промышленная оценка и оконтуривание месторождений нерудных строительных материалов производится на основе геолого-разведочных данных и приближенных проектных проработок по технологии горных работ с учетом затрат на перевозку продукции и потребителю. При оконтуривании залежи выделяются технологические типы и сорта полезного ископаемого и учитываются те свойства горных пород, от которых зависят решения по механизации и технологии горных работ. Запасы по крупным месторождениям камня, гравия и песка утверждаются в ГКЗ. Запасы небольших месторождений, для которых капитальные затраты не превышают 100 тыс. руб., утверждению в ГКЗ не подлежат. При оценке месторождений большое значение имеет комплексное использование горных пород и отходов. Удельный вес последних бывает

весьма значительным. Отходы при производстве щебня достигают 30—40%. На гранитных и мраморных карьерах выход блоков часто составляет лишь 10—15%. Поэтому комплексное использование всех запасов полезного ископаемого может существенно улучшить экономические показатели проектируемого карьера.

Требования к качеству нерудных строительных материалов зависят от их назначения. Требования к щебню для строительных бетонов определены ГОСТом, в котором установлены зерновой состав, содержание зерен пластинчатой и игловатой форм, прочность, содержание зерен слабых пород, морозостойкость, содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц, даны правила приемки продукции и методы испытаний, приведены классификация зерен щебня по форме, разделение их на фракции и др. В табл. 12.1 приведены показатели, характеризующие требования ГОСТа к качеству горных пород в зависимости от марки бетона.

Согласно техническим условиям предел прочности бутового камня при сжатии должен быть не менее 1200 Н/см^2 , коэффициент размягчения не менее 0,7, объемная плотность не менее $1,8 \text{ т/м}^3$, водопоглощение не более 10% массы камня, морозостойкость 15—30 циклов. Требованиями к гравию устанавливаются предельное содержание зерен игольчатой формы, дробимость при сжатии, истираемость, сопротивление удару, количество глинистых частиц и пр. Государственными стандартами определены требования к стекольным пескам и к пескам, используемым в качестве заполнителя для бетона, в строительных растворах, балластном слое железнодорожного пути и при строительстве дорог, а также требования к мраморной крошке, минеральным порошкам и другим строительным материалам.

Т а б л и ц а 12.1

Показатели	Щебень из доломита для приготовления бетона марки			Щебень из известняка для приготовления бетона марки		
	600 и более	500—300	200	600 и более	500—300	200
Предел прочности при сжатии (в процентах от марки бетона)	135	150	150	135	150	150
Содержание слабых зерен, %	До 5	До 5	До 10	До 10	До 5	До 10
Содержание комков глины, %	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Содержание пылевидных и глинистых частиц, %	1—3	1—3	1—3	1—3	1—3	1—3
Содержание угольных и дре- весных частиц, %	Не допускаются					
Содержание органических примесей, %	В количестве, дающем окраску раствора едкого натра не темнее цвета эталона					
Содержание зерен пластинча- той и игловатой форм, %	До 15					
Морозостойкость	От 15 до 300 циклов замораживания при поте- рях массы не более 10%					

§ 2. ОПТИМИЗАЦИЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДОБЫВАЕМОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ

Производство щебня характеризуется комплексом технологических процессов добычи, переработки и обогащения сырья, объединенных в системе одного предприятия и завершающихся отгрузкой продукции, не подлежащей последующей переработке. В отличие от технологии добычи и переработки других полезных ископаемых, при производстве щебня должна обеспечиваться сохранность основных физико-технических характеристик пород, определяющих строительные свойства щебня. Качество щебня формируется на всех стадиях добычи, переработки и обогащения пород.

Под оптимизацией использования добываемого сырья для производства щебня понимается выбор взаимосвязанных технических и технологических решений в сферах производства и потребления щебня, обеспечивающих выполнение государственных планов капитального строительства с минимальным народнохозяйственными затратами. Оптимизация использования добываемого сырья является комплексной задачей. Она включает оценку физико-технических свойств сырья, анализ формирования качества щебня в процессе его добычи, переработки, прогнозирование области использования щебня в строительстве и экономическую оценку процессов производства и потребления щебня. Решение этой задачи создает предпосылки для научнообоснованного выбора оптимальной технологии разработки месторождений строительных горных пород, переработки и обогащения сырья при проектировании и эксплуатации карьеров промышленности нерудных строительных материалов, установления оптимального уровня качества щебня для целей стандартизации и требований к сырью для его производства при разработке кондиций на строительные горные породы, а также определения экономически оправданной дальности транспортных перевозок щебня различного качества, достигаемого применением соответствующей технологии.

Методика оптимизации использования сырья для производства щебня разработана М. Л. Нисневичем. Оптимальный вариант технологии добычи сырья и переработки его в щебень выбирается в следующем порядке.

1. Для принятых вариантов технологии рассчитывают прочностные характеристики сырья и получаемого щебня. Для технологических расчетов процессов добычи, переработки и обогащения пород, а также для прогнозирования свойств щебня принята единая система оценки физико-технических свойств добываемых пород. К физико-техническим свойствам относятся плотность, пористость, предел прочности при сжатии и растяжении, модуль упругости, коэффициент Пуассона, водопоглощение, морозостойкость, содержание слабых разностей, коэффициент вариации средней прочности и коэффициент вариации содержания слабых разностей.

С целью упрощения анализа изменчивости этих показателей,

вызываемой неоднородностью пород в массиве, прочностные свойства добываемых пород оцениваются средневзвешенной прочностью β_{-200} без слабых разностей (с пределом прочности при сжатии в водонасыщенном состоянии до 2000 Н/см²) и с содержанием слабых разностей σ_{+200} , а также их коэффициентами вариации V_β и V_σ .

В табл. 12.2 приведена классификация карбонатных пород по содержанию слабых разностей и однородности прочностного состава.

2. Определяют удельные приведенные затраты на производство щебня при валовой добыче и типовой технологии переработки сырья, а также дополнительные затраты на усреднение горной массы и селективную разработку месторождения.

3. Определяют удельные приведенные затраты на производство щебня при применении обогащения по прочности.

Приведенные затраты на производство 1 м³ щебня определяются по формулам:

при селективной разработке

$$P_{щ.с} = P_{щ} + (P_d + P_o) \left(1 - \frac{C_o}{C_{щ}} \right) \frac{100 - \gamma_{сел}}{\gamma_{сел}} \cdot \frac{\gamma_o}{\gamma_{щ}}; \quad (12.1)$$

при применении обогащения сырья

$$P_{щ.об} = P_{щ} \left[1 + \left(1 - \frac{C_2}{C_{щ}} \right) \frac{100 - \gamma_{щ}^{об}}{\gamma_{щ}^{об}} \right] + P_{об}, \quad (12.2)$$

где $P_{щ}$ — приведенные затраты на производство щебня при соответствующем способе добычи и типовой технологии переработки сырья; P_d — приведенные затраты на добычу 1 м³ сырья; P_o — приведенные затраты на переработку 1 м³ отходов горной массы; $P_{об}$ — приведенные затраты обогащения 1 м³ сырья; $C_{щ}$, C_o , C_2 — соответственно оптовая цена на щебень, продукт из отходов горной массы и щебень второго сорта при обогащении; $\gamma_{щ}$, $\gamma_{сел}$, γ_o , $\gamma_{об}$ — соответственно выход щебня, горной массы при селективной разработке, продукта переработки отходов горной массы, обогащенного щебня.

4. Определяют для каждого варианта технологии удельные приведенные затраты на щебень с учетом транспорта, приходящиеся на 1 м³ бетона.

Т а б л и ц а 12.2

Группа пород	Содержание слабых разностей, %	Значения коэффициентов вариации, %	
		V_σ	V_β
1с	До 10	До 5	До 10
2с	Более 10—20	Более 5—10	Более 10—20
3с	» 20—30	» 10—15	» 20—30
4с	» 30—40	» 15—20	» 30—40
5с	» 40	» 20	» 40

5. Определяют расход цемента в бетоне различных марок при использовании щебня для всех вариантов технологии и удельные приведенные затраты на цемент и щебень с учетом транспорта, приходящиеся на 1 м³ бетона.

6. Определяют удельные приведенные затраты в сферах производства и потребления щебня и для каждого варианта технологии выбирают оптимальные значения выходов горной массы и щебня, обеспечивающие условие

$$\sum \Pi_{\text{щ}} + \sum \Pi_{\text{ц}} \rightarrow \min,$$

где $\sum \Pi_{\text{щ}}$, $\sum \Pi_{\text{ц}}$ — соответственно удельные приведенные затраты с учетом транспорта на щебень и цемент.

7. Сопоставляют полученные минимальные значения приведенных затрат для каждого варианта технологии и выбирают оптимальный вариант.

При решении целевой функции рассматриваются следующие ограничения:

первый вариант:

$$K(\sigma_{+200}, \beta_{-200}, V_{\sigma}, V_{\beta}) < K_{\text{опт}}(\sigma_{+200}, \beta_{-200}, V_{\sigma}, V_{\beta});$$

$$\gamma_{\text{щ min}} \leq \gamma_{\text{щ}} \leq \gamma_{\text{щ o}};$$

$$C_{\text{н min}} \leq C \leq C_{\text{н max}};$$

Т а б л и ц а 12.3

Характеристика пород		Щебень для бетона марки								
$\sigma_{\text{сн}}$ Н/см ²	β_{-200} , %	200			300			400		
		1с	3с	5с	1с	3с	5с	1с	3с	5с
Более 8000	—	В	В	В	В	В	У	В	У	У
Более 6000	—	В	В	В	В	В	У	В	У	У
	5	В	В	В	В	В	У	У	У	У
	10	В	В	В	В	У	У	С	С	С
	20	В	В	В	В	У	У	С	С	С
До 8000	30	В	В	В	С	С	С	С	С	С
Более 4000	10	В	В	В	В	У	У	—	—	—
До 6000	20	В	В	У	С	С	С	—	—	—
	30	В	У	У	С	С	С	—	—	—
До 4000	20	В	У	У	—	—	—	—	—	—
	30	В	С	С	—	—	—	—	—	—

П р и м е ч а н и е. В — Валовая добыча полезного ископаемого; У — усреднение; С — селективная разработка.

второй вариант:

$$K(\sigma_{+200}, \beta_{-200}, V_{\sigma}, V_{\beta}) \leq K_{\text{опт}}(\sigma_{+200}, \beta_{-200}, V_{\sigma}, V_{\beta});$$

$$\gamma_{\text{щ.о}} \leq \gamma_{\text{щ}} \leq \gamma_{\text{щ. max}};$$

$$C_{\text{н min}} \leq C \leq C_{\text{н max}},$$

где K , $K_{\text{опт}}$ — показатели качества щебня соответственно при валовой добыче с типовой технологией переработки сырья и при оптимальной технологии; $\gamma_{\text{щ.о}}$, $\gamma_{\text{щ. min}}$, $\gamma_{\text{щ. max}}$ — выход щебня соответственно среднеотраслевой (при валовой добыче и типовой технологии переработки сырья), минимальный, обеспечивающий рентабельность, работы предприятия, максимальный, определяемый объемом отходов дробления; $C_{\text{н min}}$, $C_{\text{н max}}$ — соответственно минимальный и максимальный нормативный расход цемента.

Вариант ограничений должен приниматься в зависимости от намечаемой области использования продукции данного предприятия с учетом обеспеченности щебнем экономического района, транспортных и других факторов.

Расчеты, выполненные М. Л. Нисневичем для широкого диапазона условий (7872 варианта), позволили установить оптимальные условия применения различной технологии добычи в зависимости от свойств пород и требуемой марки бетона (табл. 12.3).

§ 3. ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ БЛОКОВ

Технология добычи пильных блоков имеет следующие особенности (отличающие ее от технологии добычи других полезных ископаемых): малая высота уступов (0,4—3 м), необходимость соблюдения параметров уступов с миллиметровой точностью, применение для выпиливания камня специальных машин и методов, необходимость выдерживания готовой продукции на специальных площадках, ограниченность применения буровзрывных работ, сравнительно небольшой выход готовой продукции (35—65%) и необходимость разделения готовой продукции и отходов непосредственно в забое. Карьеры по добыче пильного камня обычно имеют небольшие производительность и объем вскрышных работ. Физико-механические свойства, минералогический и химический состав пород вместе с другими показателями, характеризующими условия залегания месторождений, определяют варианты вскрытия и систем разработки, технологические схемы производства работ по подготовке пород к выемке, погрузке и транспортированию горной массы, а также варианты обеспечения средствами механизации горных работ (например, средствами направленного отделения блоков от массива). На таких карьерах, кроме разработки рыхлых и скальных вскрышных пород, добычи штучного камня и блоков, необходимо предусматривать разработку попутно получаемого бута и штыба.

Годовая производительность карьера по готовой продукции определяется по формуле

$$П_k = k_n V_n, \quad (12.3)$$

где k_n — текущий коэффициент выхода блоков или штучного камня (для карьеров облицовочного камня $k_n = 0,1 \div 0,3$, для карьеров стенового камня $k_n = 0,3 \div 0,7$); V_n — годовой объем добываемого полезного ископаемого;

$$V_n = П_k + V_б + V_{ш}; \quad (12.4)$$

$V_б$ — годовой объем полутно получаемого бута и окола; $V_{ш}$ — годовой объем попутно получаемого штыба.

Потери на штыб при выпиливании камня камнерезными машинами учитываются коэффициентом

$$k_{ш} = \frac{\Delta (bh + bl + hl) + \Delta^2 (b + h + l) + \Delta^3}{(b + \Delta)(h + \Delta)(l + \Delta)},$$

где b, h, l — соответственно ширина, высота и длина камня; Δ — ширина пропила.

Годовой объем штыба

$$V_{ш} = k_{ш} V_n.$$

Годовой объем бута

$$V_б = V_n - (П_k + V_{ш}).$$

Классификация технологических схем добычи пильного камня приведена в табл. 2.14.

Технология разработки вскрышных пород при подготовке массива к выемке с помощью механического рыхления принципиально отличается от существующей технологии разработки вскрышных пород камнерезными машинами и должна обеспечивать сохранение сплошности мраморного массива. В. И. Дьячуком разработаны следующие технологические схемы разработки эрозированного мрамора с использованием механического рыхлителя Д-652АС.

Схема 1. Скальные вскрышные породы разрабатываются горизонтальными слоями с нормальным откосом уступа. Рыхление массива производится послойно блоками длиной 150—200 м. Разрыхленная порода штабелируется бульдозером на подошве уступа и затем экскаватором Э-2005 грузится в автосамосвалы КраЗ-256.

Схема 2. Скальные вскрышные породы разрабатываются горизонтальными слоями с выположенным откосом уступа. Рыхление массива производится блоками длиной 180—250 м и шириной 30 м. Разрыхленная порода погрузчиком Д-584 транспортируется по выположенному откосу на кровле уступа и грузится в автосамосвалы.

Схема 3. Породы разрабатываются тонкими наклонными слоями при прямых продольных заходках со штабелированием разрыхленной породы на подошве уступа. Рыхление массива производится

Схема	Высота уступа	Описание схемы	Условия применения
Низкоуступная захватная (НЗ)	0,41	Длина поперечных пропилов определяется габаритами машины; горизонтальные и затыловочные пропилы производятся параллельно фронту работ	Небольшая мощность вскрышных пород; малая мощность полезного ископаемого (1—1,5 м); раздельная добыча по высоте; предел прочности камня на сжатие более 15 МПа
Низкоуступная столбовая (НСст)	0,41	Поперечные пропилы производятся на любую заданную длину	Весьма малая мощность вскрышных пород (до 1—1,5 м); горизонтальный или слабонаклонный пласт; форма карьерного поля приближается к квадрату; большой коэффициент выхода готовой продукции (0,6—0,75)
Высокоуступная столбовая (ВСст)	До 1,2	То же, но при добыче крупных блоков	
Высокоуступная захватная сплошная (ВЗС)	До 3	Горизонтальные и затыловочные пропилы производятся по всей высоте уступа	Мощность полезного ископаемого более 2 м; предел прочности камня на сжатие до 15 МПа; годовая производительность карьера не менее 80—100 тыс. м ³ ; длина фронта работ 600—700 м; пласты средней трещиноватости
Высокоуступная захватная сплошная (ВЗС)	0,86—2	То же, но при добыче крупных блоков	Мощность полезного ископаемого более 2 м; предел прочности камня на сжатие 3,5—4 МПа; производственная мощность карьера не менее 35—50 тыс. м ³ /год; длина фронта работ 200—600 м; малая трещиноватость пласта

Продолжение табл. 12.4

Схема	Высота уступа	Описание схемы	Условия применения
Высокоуступная захватная горизонтальными заходками (ВЗГ)	До 3	Горизонтальные и затывочные пропилы производятся последовательными заходками по высоте уступа, равными высоте камня	Карьеры малой и средней производительности (10—50 тыс. м ³ /год); предел прочности камня на сжатие до 3,5—5 МПа; доработка уступов, разрабатывавшихся ранее другими машинами
Высокоуступная захватная вертикальными заходками (ВЗВ)	До 3	Продольные пропилы производятся последовательно по высоте, затывочные пропилы — заходками по вертикали	В основном при проведении фланговых траншей или доработке уступов
Высокоуступная фронтальная (ВФ)	До 3	То же, что и для ВЗС, но добываются блоки-заготовки, подлежащие второй переработке	Для получения продукции с минимальными допусками или архитектурно-строительных изделий, а также при явно выраженной горизонтальной трещиноватости
Высокоуступная диагональная (ВД)		То же, что и для ВЗС, но режущий орган располагается под углом 45° к фронту работ; исключаются фланговые траншеи	

Примечание. По Б. М. Родину.

сверху вниз по выположенному откосу уступа (угол выполаживания до 20 °) при холостом ходе рыхлителя на подъем. Разрыхленный эрозированный мрамор из штабеля грузится погрузчиком в автосамосвалы.

Схема 4. Породы разрабатываются тонкими наклонными слоями при поперечных заходах со штабелированием разрыхленной породы на подошве уступа и погрузкой погрузчиком в автосамосвалы. Основное преимущество данной схемы — сокращение объема горнокапитальных работ за счет уменьшения ширины рабочей площадки вскрышного уступа.

Данные, характеризующие эффективность этих схем разработки, приведены в табл. 12.5.

Т а б л и ц а 12.5

Технологическая схема	Затраты (руб) на разработку 1 м³ пород		
	сильнотрещиноватых	среднетрещиноватых	слаботрещиноватых
Схема 1	0,37	0,59	0,73
Схема 2	0,38	0,61	0,74
Схема 3	0,38	0,50	0,78
Схема 4	0,39	0,62	0,86

Примечание. В таблице приведены данные для Коелгинского карьера (по В. И. Дьячуку).

Т а б л и ц а 12.6

Способы добычи блоков	Затраты на добычу 1 м³ блоков, руб.	Капитальные затраты на 1 м³ блоков, руб.	Годовой экономический эффект от внедрения одного комплекта оборудования по сравнению с буроклиновым способом, тыс. руб.	Сменная производительность труда рабочего м³
Буроклиновой	52,0	5,67	—	0,62
С применением камнерезных машин СМ-177А	26,23	6,95	5,9	1,0
С применением канатной (абразивной) пилы и буроклиновых работ	36,52	7,67	40,7	1,8
С применением бурогидроклиновых работ и канатной пилы с режущими элементами природного алмаза	21,35	4,33	156,8	4,3
То же, с режущими элементами из синтетических алмазов	21,68	4,05	123,5	3,7

Примечание. Выход мраморных блоков размером 1×1×2,5 м из горной массы принят 20%.

При расчетах технологических схем по добыче блоков определяют оптимальные высоту и длину уступов, ширину рабочей площадки и другие параметры для выбранного способа отделения блоков. В табл. 12.6 приведены затраты на добычу мраморных блоков различными способами (по К. Д. Давтяну).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Белов Н. С., Гительман Л. Л., Старченко Г. Г. Промышленность нерудных строительных материалов Среднего Урала. Свердловск, Средне-Уральское книжное издательство, 1974.
2. Буянов Ю. Д., Гейман Л. М., Давидович А. П. Добыча и переработка нерудных строительных материалов. М., Стройиздат, 1972.
3. Малышева Н. А., Сиренко В. Н. Технология разработки месторождений строительных материалов. М., Недра, 1977.
4. Митрофанов Г. К., Шпонов И. А. Облицовочные и поделочные камни СССР., М., Недра, 1970.
5. Нормы технологического проектирования карьеров пильных стеновых материалов из природного камня. Киев, Будівельник, 1975.
6. Орлов А. М., Сычев Ю. И. Современные станки для обработки облицовочного камня и технологические схемы. М., М-во пром. строит. материалов СССР, 1968.
7. Производство щебня из карбонатных пород/И. Б. Шлайн, Р. А. Родин, М. Л. Нисневич и др. М., Стройиздат, 1971.
8. Родин Б. М. Карьеры пильного камня. Киев, Будівельник, 1964.
9. Справочник по добыче и переработке нерудных строительных материалов. Под ред. В. Я. Валуженича. Л., Стройиздат, 1975.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица 1.

Породы	Коэффициент крепости (по шкале проф. М. М. Протода- конова)	Предел прочно- сти при одноос- ном сжатии, МПа	Категории пород по классификации					
			Международ- ного бюро по механике горных по- род	Министер- ства геоло- гии (на гор- ные рабо- чие по- роды)	Министер- ства геоло- гии (на буровые работы)	Совнархоз- прома и Гос- строй СССР	Длиной клас- сификации горных по- род по бу- рности	Проф. В. В. Ржев- ского по трудности
Грунт болотистый и разжижен- ный. Илы влажные. Лёсс рых- лый. Плывуи	0,2	Менее 5	1	I	I	I	I	—
Грунт насыпной. Песок. Расти- тельный слой. Торф без приме- сей. Шлак рыхлый котельный. Супесь влажная с примесью мелкого гравия	0,3—0,4	Менее 5	1	I	I	I	II	—
Гравий мелкий и средний (круп- ностью до 15 мм). Лёсс сухой плотный и растительный слой с галькой и щебнем. Плотный растительный слой. Суглинок легкий и лёссовидный. Торф с гравием. Очень мягкий кок- совый уголь. Чертозем	0,5—0,7	4—12	2	II	II	II	III	—
Легкие и песчаные глины. Глины средние ленточные пла- стинчатые моренные. Крупный гравий. Дресва. Слежавшийся лёсс с галькой и гравием. Очень мягкий мергель. Осыпи и от- валы пород. Песок с крупным щебнем. Суглинок тяжелый.	0,8—1	4—12	3	III	III	II	IV	—

Торф с корнями. Угол мягкий. Щебень крупностью до 50 мм	1,2	4—12	4	IV	III	III	V	—
Тяжелые, сухие и валунчатые моренные глины. Глины с про- слоями песчаника и мергеля. Гравий и песок илестый. Песча- но-глинистые слежавшиеся по- роды Гипс землестый. Диатомит. Мергель мягкий. Ракушеч- ник слабо сцементированный. Строительный мусор. Уголь (типа донецкого)	1,5	4—12	4	IV	III	III	VI	1—2
Аргиллит углистый. Галька и гравий слабо сцементирован- ные. Гипс пористый. Глины сланцевые. Песок и галечник с прослойками глин и мергеля. Сланцы разрушенные талько- вые. Трепел. Уголь (типа кузнецкого). Щебенистый грунт	2	8—30	5	V	IV	IV	VII	2—3

Антрацит. Аргиллит углесто-
глинистый. Гипс кристалличе-
ский. Гравийные и щебенистые
грунты. Известняк пористый.
Галечники плотные. Доломит
слабый. Каменистый грунт.
Мел. Мергель. Мерзлый грунт.
Опока. Песчаник рыхлый. Раз-
рушенные глубинные кислые
и средние породы. Руды желез-
ные («синьки»). Серпентиниты
магнетизированные и оталь-
кованные. Сланец глинистый.
Соль каменная. Солончаки
плотные. Уголь крепкий

Продолжение табл. 1

Породы	Коэффициент крепости (по шкале проф. М. М. Протодьяконова)	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа	Категории пород по классификации					Длина классификации горных пород по глубинам	Проф. В. Б. Ржевского по трудности разуплотнения
			Международного бюро горных пород	Министерства геологии (на горнопроходческие работы)	Министерства геологии (на горнопроходческие работы)	Министерства геологии (на горнопроходческие работы)	Союзвзрывпром и Госстрой СССР		
Антрацит весьма крепкий. Алевролит глинистый. Аргиллит серицитово-глинистый. Бариты. Гипс тонкозернистый. Глинистый сланец средний. Доломит пористый. Известняки мягкие (типа жигулевских). Каменная соль плотная. Мерзлые пески. Песчано-галечные и щебенистые породы. Руды железные («краски»). Сланцы серицитовые и хлорито-талльковые. Туфы вулканические	3	8—30	6	V	V	V	V	VII	3—4
Ангидрит. Апатитовые руды. Аргиллиты кремнисто-глинистые. Бокситы плотные (типа латеритовых). Доломит мягкий. Железняки бурые пористые и выветрелые. Известняк мергелистый и слабый (типа пятигорского). Колчеданные руды с флюгепитом и баритом. Мартитово-красковые руды. Мергель крепкий. Песчаники с глинистым и гипсовым цементом.	4	3—45	6—7	VI	VI	V	VI	IX—X	4—5

Серпантиниты выветрелые. Конгломераты из осадочных пород на глинистом цементе. Сланцы глинистые крепкие слюдяные и серпичитовые. Сланцы кровельные. Уголь очень крепкий (типа кизелевского газового)	5—6	3, 5—70	7—8	VI—VII	VI	VII	X—XI	5—7
Алевролиты на кремнисто-серпичитовом цементе. Апатито-нефелиновые руды. Бокситы каменные и яшмовидные. Гнейсы слабые. Дуниты выветрелые. Известняки рядовые (типа чудовских). Конгломераты осадочных пород на карбонатном цементе. Руды железные краско-мартитовые. Магнетиты полосчатые и массивные, затронутые выветриванием. Мраморы крупнозернистые минерализованные. Песчаники на глинисто-серпичитовом и пористом карбонатном цементе. Серпентиты. Сидериты. Сланцы глинистые скварцованные слюдяные крепкие углистые. Фосфориты желваковые на фосфатном и карбонатном цементах	7—8	55—95	8	VII—VIII	VI—VII	VII—VIII	XII—XIII	7—8
Алевролиты слоистые на кремнистом цементе. Бурые железняки сплошные. Доломиты. Известняки плотные и доломитизированные. Красковые кварциты. Крупнозернистые граниты. Гранодиориты, Габбро, Дуниты, Оениты и пегматиты.								

Продолжение табл. 1

Породы	Коэффициент крепости (по шкале проф. М. М. Протодьяконова)	Пределы прочностных сжатия, МПа	Категории пород по классификации				
			Международного бюро горных пород	Министерства геологии (на горнопроходческих работах)	Министерства геологии (на горных работах)	Современная структура СССР	Единой классификации горных пород по глубинам
Лавы базальтовые. Листвениты. Магниты массивные. Мраморы среднезернистые минерализованные. Парангнейсы биотитовые. Песчаники на глинисто-карбонатном и кремнисто-глинистом цементе. Полимитовые конгломераты на глинисто-карбонатном цементе. Сланцы слюдяно-кварцевые. Порфириды выветрелые. Пиррогиновые и халькопиритовые руды. Трахиты Гнейсы. Гранито-гнейсы. Диабазы выветрелые. Известняки сливные. Конгломераты с галькой изверженных пород на карбонатном цементе. Лавы базальто-андезитовые. Маргитовые и гематито-маргитовые руды выше средней крепости. Массивные алевролиты на кремнистом цементе. Метаморфические гранатовые породы. Песчаники окварцованные на известковом цементе. Среднезернистые порфиридные граниты. Грано-	7—8	55—95	8	VII—VIII	VI—VII	VII—VIII	XII—XIII
	9—10	75—135	9	VIII	VIII	VIII—IX	XIII—XIV
							8—10

диориты. Габбро. Перидотиты. Пироксениты. Сиениты. Пегматиты. Туфы кислые и ингимбри- товые	11—13	110—135	9—10	IX	IX	XV	11—13
Амфиболиты. Аркозитовые пес- чаники. Аспидные сланцы. Гнейсы инъекционные. Габбро мелкозернистые нормальные и среднезернистые оливиновые. Известняки кристаллические массивные. Конгломераты с галькой изверженных пород на смешанном цементе. Лавы пористые кислые и средние. Мелко- и среднезернистые граниты. Гранодиориты. Сиениты. Нориты и габбро-кориты. Миг- матиты. Окисленные железистые кварциты гидрогематитовые. Песчаники массивные на кварцевом цементе. Щелочные дайковые породы	14—17	110—170	10	X	X	XVI—XVII	13—15
Андезиты и андезинофиры. Аркозовые песчаники с про- слоями конгломератов. Гра- нит-порфиры. Мелкозернистые песчаники. Известняки окрем- ненные. Лавы кислые средние плотные. Мартитовые и гемати- то-мартитовые крепкие руды. Мелкозернистые граниты (океж- ского типа) и монцониты. Квар- циты железистые краско-мар- титовые. Песчаники на кремни- стом цементе. Среднезернистые диориты. Скарны гранатовые плотные							

Породы	Коэффициент крепости (по шкале проф. М. М. Протодья- конова)	Предел прочно- сти при одноос- ном сжатии, МПа	Категории пород по классификации					
			Международ- ного бюро по меха- низму горных пород	Министер- ства геоло- гии (на гор- нопроходче- ские работы)	Министер- ства, геоло- гии (на ду- ровые па- боты)	Совместная группа и Гос- строй СССР	Единой клас- сификации горных по- род по буримости	Проф. В. В. Ржев- ского по трудности разрушения
Базальты оливиновые. Анде- зиты. Граниты серые мелкозер- нистые (житомирского типа). Дацииты и дацитовые профириты. Диориты мелкозернистые и дио- рит-порфириты. Диабазы ря- довые. Долориты массивные. Железные кварциты магне- титовые, очень плотные. Квар- цитовые, порфиры. Маргитовые руды чрезвычайно крепкие. Ме- табазиты габбровой группы. Микрограниты и микродиориты. Песчаники кварцитовидные. Сланцы окремненные. Скарны очень мелкозернистые	18—21	150—210	10—11	X—XI	X—XI	XI	XVII— XVIII	16—18
Джеспилиты. Габбро-диориты мелкозернистые. Диабазы и ба- залты моноклитные. Желези- стые кварциты, маргитовые. Кварциты плотные мелкозерни- стые. Кремни. Кварц монокли- тный. Лабрадориты мелкозерни- стые. Наждачные хлоритовидные руды. Метабазиты базальтовой группы. Порфириты массивные.	22—26	185—270	11	XI	XI—XII	XII	XIX	18—20

Сланцы кремнистые и яшмовидные
Базальты, диабазы и порфириды
исключительно плотные. Джеспилиты, кварциты и яшмы молитно-сливные. Корундовые руды. Нефриты. Эгириновые массивные роговики

27—30

Более
250

12

XI

XII

—

XX

20—25

Примечание. В таблице приведена крепость для слаботрециноватых свежих разновидностей пород и руд.

Таблица 2

Группа пород	Предел прочности пород при сжатии, МПа	Характеристика пород, слагающих борт	Ориентировочный угол наклона бортов карьера, градусы
I	80	Крепкие слаботрециноватые породы, в которых отсутствуют неблагоприятно ориентированные поверхности ослабления Крепкие слаботрециноватые породы, в которых имеются крутые или пологие поверхности ослабления Крепкие слаботрециноватые породы и трещиноватые породы, в которых имеются поверхности ослабления, наклоненные в сторону карьера под углом 36—55° Крепкие слаботрециноватые и трещиноватые породы, в которых имеются поверхности ослабления, наклоненные в сторону карьера под углом 20—30°	55 40—45 30—45 20—30
II	8—80	Относительно устойчивые породы, в которых отсутствуют неблагоприятно ориентированные поверхности ослабления Относительно устойчивые породы, в которых имеются поверхности ослабления, наклоненные в сторону карьера под углом 35—55° Интенсивно выветривающиеся в откосах породы Все породы группы, в которых имеются поверхности ослабления, наклоненные в сторону карьера под углом 20—30°	40—45 30—40 30—35 20—30
III	8	Пластичные глины, в которых отсутствуют древние поверхности скольжения, слабые контакты между слоями и другие поверхности ослабления Пластичные глины, в которых имеются поверхности ослабления в средней или нижней части борта	[20—30 15—20

Т а б л и ц а 3

Группа пород	Предел прочности пород при сжатии, МПа	Характеристика пород	Высота уступа, м	Угол откоса уступов, градусы	
				Рабочие уступы	Нерабочие уступы
I	80	Весма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы	15—20	До 90	70—75 (65—70)
		Крепкие слаботрешиноватые и слабыветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы	15—20	До 80	60—65 (55—60)
		То же, трещиноватые	15—20	До 75	55—60 (50—55)
II	8—80	Относительно устойчивые осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания (известняки, песчаники, алевролиты, конгломераты, гнейсы, порфириты, граниты, туфы)	10—15	70—75	50—55 (45—50)
		Выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.)	10—15	60—70	35—45 (35—40)
III	8	Глинистые породы и полностью дезинтегрированные разности всех пород	10—15	50—60	40—45 (35—40)
		Песчано-глинистые породы	10—15	40—50	35—45 (30—40)
		Песчано-гравийные породы	10—15	До 40	30—40 (25—35)

Примечание. При наклоне слоев, расчлененных толщ, тектонических трещин и других поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30—65° угол откоса принимать равным углу падения этих поверхностей ослабления, но не более приведенных в таблице значений. В скобках даны значения угла откоса для сложенных или строемых уступов.

Таблица 4

Характеристика бортов (уступов)	Коэффициент запаса устойчивости откосов при сроке их службы	
	до 5 лет	более 5 лет
Нерабочий борт карьера, сложенный глинами или трещиноватыми породами	1,2	1,3
Нерабочий борт карьера, сложенный породами с преобладанием песчаных и гравелистых фракций	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	—
Рабочие уступы и отвалы	1,2	—
Уступы нерабочего борта, сложенные глинистыми и трещиноватыми породами	1,5	2,0
Уступы нерабочего борта, сложенные песчаными и гравелистыми породами	1,15	1,20

Таблица 5

Высота уступа, м	Минимальная ширина рабочей площадки, м		
	Категория пород по трещиноватости		
	I—II	III	IV—V
10	20	20	30
12	20	24	36
15	20	30	45
20	20	40	60

Таблица 6

Подвижной состав	Ширина проезжей части автодорог, м			
	Двухполосное движение			Однополосное движение
	Годовая грузонапряженность, млн. т			
	более 15	5—15	менее 5	
Автосамосвалы грузоподъемностью 10—12 т (ширина до 2,75 м)	—	8,5	8,0	4,5
То же, грузоподъемностью 27—30 т (ширина до 3,5 м)	11	10,5	10,5	5,5
» грузоподъемностью 40—45 т (ширина до 4 м)	12,5	12	11,5	6
» грузоподъемностью 65—75 т (ширина до 5 м)	15,5	15	14,5	7
» грузоподъемностью 100—120 т (ширина до 5,5 м)	17	16,5	16	8
» грузоподъемностью 160—180 т (ширина до 6,5 м)	20	19,5	19	9

Примечание. Ширину проезжей части автодорог, по которым регулярно движутся автопоезда (полуприцепы), необходимо увеличивать на 1 м.

Таблица 7

Тип кривых	Радиус кривых, м		Диаметр площадки для разворота, м
	Нормальные условия	Стесненные условия	
Для автосамосвалов и автопоездов с радиусом поворота до 9 м	100	30—20	26
Обычные кривые			
Кривые на бермах и в местах примыкания, пересечения	50	20—15	—
Для автосамосвалов и автопоездов с радиусом поворота 9,5—12 м	100	30—20	27—32
Обычные кривые			
Кривые на бермах и в местах примыкания, пересечения	50	25—20	—

Таблица 8

Бассейны рек	Себестоимость 1 м ³ воды в источнике, коп.	Капитальные затраты на 1 м ³ воды, коп.	Бассейны рек	Себестоимость 1 м ³ воды в источнике, коп.	Капитальные затраты на 1 м ³ воды, коп.
Камы	0,058	2,63	Енисей	0,007	0,27
Тобола	0,12	5,31	Ангара	0,007	0,30
Чусовой	0,19	8,45	Оби	0,023	1,10
Урала	0,21	10,24	Иртыша	0,06	3,05
Миасса	0,51	15,20	Томи	0,08	3,25
Днепра	0,14	6,24			

Примечание. В таблице приведены данные по В. К. Паписову.

АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Автоматизированное проектирование 91—94
Агрохимические свойства вскрышных пород 308
Алгоритм 91
Бермы
— безопасности 160
— транспортные 160
Борт карьера 156
Вскрытие месторождения 13, 261
Генеральный план 14
Глубина карьера
— конечная 172
— перспективная 199
Горно-геометрический анализ 254
Горнотранспортное оборудование 276
Грузооборот 233
Грузопоток 232
Динамическое программирование 73
Дренажные воды 307
Задачи проекта
— динамические 65, 104
— статические 65, 103
Запасы
— балансовые 32
— забалансовые 32
Затраты
— капитальные 109
— приведенные (дисконтированные) 104
— удельные 110
— эксплуатационные 114
Зона
— взрывоопасная 265
— санитарная 266
— сейсмоопасная 266
Календарный режим 242
Концентрат 227
Контур карьера
— конечные 154
— перспективные 155, 198, 199
— промежуточные 155, 198, 199, 220
Коэффициент вскрыши
— граничный 166
— контурный 163
— плановый 165
— промышленный 163
— эксплуатационный 163
Коэффициент горной массы 165
Коэффициент
— реновации 296
— дисконтирования 104
Линейное программирование 70
Метод
— аналитический 78
— вариантов 74
— графический 81
— графоаналитический 82
— математического программирования 70
Отвалы 268
Паспорт проекта 10, 11
Постепенная разработка 217, 225
Пояснительная записка 12
Проект
— дипломный 22
— карьера 11
— типовой 12
Производительность карьера 243
Пропускная способность 231
Промплощадка 267
Рабочая зона карьера 202
Рабочие чертежи 10
Режим горных работ 117
Рекультивация
— биологическая 307
— горнотехническая 307, 309
Системы разработки 13
Скорость
— подвигания фронта работ 203
— понижения горных работ 203, 211
Стадии проектирования 10
Структуры механизации 277
Технико-экономическое обоснование 25
Техно-рабочий проект 10
Технический проект 10, 12
Топографический план 262
Углубка карьера 205
Ущерб народному хозяйству 299, 303
Ценность земли 303
Эффект экономический 292

Предисловие	3
Глава 1. Организация проектирования карьеров	5
§ 1. Развитие методов проектирования горных предприятий	5
§ 2. Назначение проекта карьера	8
§ 3. Содержание проекта карьера	11
§ 4. Организация проектных работ	22
Список литературы	27
Глава 2. Исходные данные для проектирования	28
§ 1. Исходные данные	28
§ 2. Геологоразведочные материалы	31
§ 3. Запасы полезного ископаемого и кондиции на минеральное сырье	31
§ 4. Погрешность исходных данных	35
§ 5. Условные обозначения показателей	40
§ 6. Экономические показатели	45
§ 7. Обоснование исходных стоимостных показателей открытого способа разработки	54
§ 8. Обоснование исходных стоимостных показателей подземного способа разработки	58
Список литературы	60
Глава 3. Методы проектирования	62
§ 1. Классификация технико-экономических задач проекта	62
§ 2. Методы решения задач при проектировании	67
§ 3. Методы математического программирования	70
§ 4. Метод вариантов	74
§ 5. Аналитический метод	78
§ 6. Графический и графоаналитический методы	81
§ 7. Динамический подход при проектировании карьеров	82
§ 8. Точность расчетов при проектировании	85
§ 9. Применение ЭВМ при проектировании карьеров	91
§ 10. Основы систем автоматизированного проектирования горных предприятий	94
Список литературы	97
Глава 4. Экономические основы проекта	98
§ 1. Критерии экономической оценки технических решений	98
§ 2. Техничко-экономическая оценка в статических задачах	103
§ 3. Техничко-экономическая оценка в динамических задачах	104
§ 4. Приближенные расчеты затрат	109
§ 5. Расчет капитальных и эксплуатационных затрат по методике Центрогипрошахта	114
§ 6. Экономическая оценка календарных графиков горных работ на ЭВМ	115
Список литературы	116
Глава 5. Горно-геометрический анализ карьерного поля	117
§ 1. Понятие о горно-геометрическом анализе карьерного поля	117
§ 2. Горно-геометрический анализ карьерного поля по методу А. И. Арсентьева для крутых и наклонных залежей	119

§ 3.	Горно-геометрический анализ карьерного поля по методу В. В. Ржевского для горизонтальных и пологих залежей . . .	123
§ 4.	Горно-геометрический анализ карьерного поля на поперечных сечениях по методу В. В. Ржевского	125
§ 5.	Линейный метод горно-геометрического анализа на поперечных сечениях	128
§ 6.	Основы математического моделирования месторождений и карьеров	130
§ 7.	Основные виды математических моделей месторождений . .	135
§ 8.	Оценка погрешности и условия применения простых геометрических моделей месторождений	138
§ 9.	Параметры цифровой модели месторождения	141
§ 10.	Аналитические модели бортов и рабочей зоны карьера . . .	146
§ 11.	Кодирование геометрической информации для ввода в ЭВМ .	150
	Список литературы	153
Глава 6.	Проектирование контуров карьера	154
§ 1.	Общие сведения	154
§ 2.	Определение угла наклона нерабочих бортов карьера . . .	156
§ 3.	Конструкция и размеры транспортных берм	160
§ 4.	Коэффициент вскрыши и коэффициент горной массы	163
§ 5.	Граничный коэффициент вскрыши	166
§ 6.	Методы определения конечных контуров и глубины карьера	172
§ 7.	Статические методы определения конечных контуров карьера	178
§ 8.	Особенности определения конечных контуров карьеров на пологих и горизонтальных месторождениях	182
§ 9.	Динамический подход к определению конечных контуров и глубины карьера	183
§ 10.	Аналитическое определение конечной глубины карьера с учетом фактора времени	188
§ 11.	Значимость факторов, определяющих оптимальную конечную глубину карьера	195
§ 12.	Определение контуров глубоких карьеров	198
	Список литературы	200
Глава 7.	Направление и скорость развития горных работ в карьере . .	201
§ 1.	Формирование рабочей зоны карьера	201
§ 2.	Критерии оценки направления развития горных работ в карьере	204
§ 3.	Графоаналитический метод определения оптимального направления углубки	207
§ 4.	Определение скорости понижения горных работ	210
§ 5.	Схемы поэтапной разработки	215
§ 6.	Параметры промежуточных контуров карьера	218
	Список литературы	222
Глава 8.	Проектирование производительности карьеров	223
§ 1.	Связь между количеством и качеством товарной продукции и полезного ископаемого	223
§ 2.	Факторы, ограничивающие производительность карьера . .	228
§ 3.	Рациональный календарный график вскрышных и добычных работ	236
§ 4.	Календарный режим работы на карьерах	240
§ 5.	Определение производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше	241
§ 6.	Календарный план горных работ	249
§ 7.	Трансформация графика горно-геометрического анализа в календарный график	251

§ 8. Методика регулирования календарного графика вскрышных работ	254
Список литературы	257
Глава 9. Проектирование вскрытия и генерального плана	258
§ 1. Проектирование вскрытия	258
§ 2. Проектирование генплана	260
§ 3. Поэтапное развитие отвалов	265
§ 4. Проектирование промплощадки	268
Список литературы	272
Глава 10. Выбор горнотранспортного оборудования	273
§ 1. Требования к проектированию структуры комплексной механизации	273
§ 2. Порядок проектирования структуры комплексной механизации	276
§ 3. Выбор типа основного горного оборудования	277
§ 4. Выбор рационального вида транспорта	282
§ 5. Проектирование границ использования различных видов транспорта на карьерах	287
§ 6. Расчет годового экономического эффекта от применения новой техники	291
Список литературы	292
Глава 11. Проектирование мероприятий по защите окружающей среды	293
§ 1. Требования к мероприятиям по защите окружающей среды при ведении открытых горных работ	292
§ 2. Классификация природно-географических и геологических условий горных предприятий	296
§ 3. Определение ущерба, наносимого народному хозяйству отрицательным влиянием на окружающую среду горных работ	300
§ 4. Проектирование горнотехнической рекультивации	304
Список литературы	310
Глава 12. Особенности проектирования карьеров нерудных строительных материалов	311
§ 1. Особенности добычи нерудных строительных материалов	311
§ 2. Оптимизация использования добываемого сырья для производства щебня	313
§ 3. Выбор рациональной технологии добычи блоков	316
Список литературы	321
Приложение	322
Алфавитно-предметный указатель	333

ВЛАДИМИР СТЕПАНОВИЧ ХОХРЯКОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Редактор издательства *Е. З. Шуберт*
 Переплет художника *Ф. Н. Буданова*
 Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
 График-иллюстратор *П. П. Антишкин*
 Технические редакторы *В. В. Володарская, А. Е. Матвеева*
 Корректор *Т. М. Кушнер*

ИБ № 2822

Сдано в набор 18.03.80. Подписано в печать 28.11.80. Т-19175. Формат 60×90¹/₁₆. Бумага типографская № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. п. л. 21,0. Уч.-изд. л. 22,05. Тираж 5500 экз. Заказ 1494/7051—10. Цена 1 р. 10 к.

Издательство «Недра», 103 633, Москва К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли, 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.